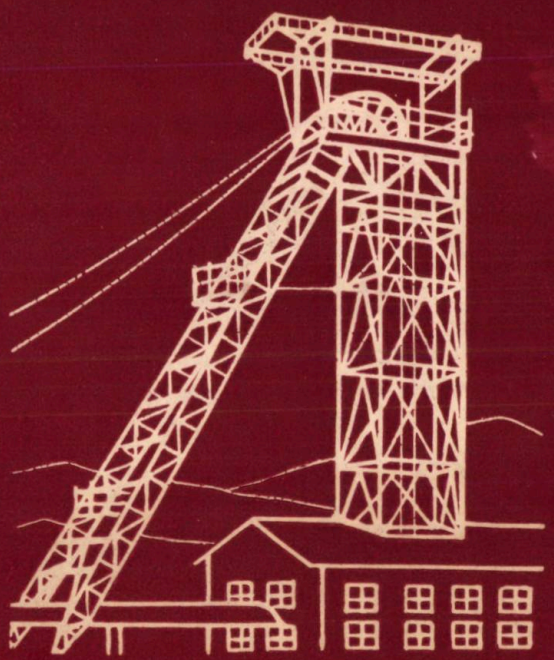
E 1433

REVISTA MINELOR



VOLUMUL XIV NUMĂRUL 1 PAGINA 1—48

1

BUCUREŞTI IANUARIE 1963

E 1433

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

Anul XIV Nr. 1 Ianuarie 1963

REDACŢIA: EUC., Str. SF. ION NOU 33, Tel.: 21.26.03

CUPRINS

	Pagina
LUCA, MARIUS AL. C.: Regulile practice pentru aplicarea metodei distribuţiilor la rezolvarea problemelor de transport minier	1 — 8
NEGULESCU, D.: Progrese în construirea transportoarelor cu bandă. .	9 — 18
DOGARU, M.: Aspecte actuale şi progrese realizate în prepararea sării geme	
BUCIU, C. şi ILIE, P.: Influenţa condiţiilor de fabricaţie a fosocrezolilor asupra activităţii lor în flotaţie	26 — 29
MARINESCU, I.: Cîteva observaţii geologice asupra bazinelor Valea-Jiului şi Haţeg	29 — 33
OLTENEANU, M.: Cercetări mineralogice şi petrografice asupra minereului din zăcămîntul de potasiu şi magneziu de la Tg. Ocna-Gălean . .	33 — 39
NOTE	
PATRICHI, C.: Metoda grafică de prelucrare a seismosondajelor centrale	39 — 41
MIRZA, I. şi GHERGARIU, L. Bentonitul de la Valea Chioarului	41 — 43
INOVAŢII	43
RECENZII	44
TEMATICA	47

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTAREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU — membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V — Laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH. și candidat în științe ing. VLAD P

Reguli practice pentru aplicarea metodei distribuţiilor la rezolvarea problemelor de transport minier

Conf. dr. ing. Marius Al. C. Luca

În cele ce urmează vom arăta modul în care se pune, în general, o problemă de transport atunci cînd producţia zilnică obţinută de la mai multe surse trebuie distribuită spre a fi consumată la mai multe destinaţii, astfel încît, prin programul de transport determinat, să se obţină cheltuieli de transport minime.

Să considerăm că avem, pe de o parte, m surse, cu a căror producţie trebuie satisfăcut consumul la n destinaţii. Amplasamentul spaţial al surselor faţă de destinaţii determină trasee diferite de transport şi, prin aceasta, preţuri unitare de transport diferite.

Notînd sursele unde se obţine producţia cu $S_1, S_2, \ldots, S_m$ şi destinaţiile unde se consumă producţia cu $D_1, D_2, \ldots, D_n$, cantităţile produse într-o anumită perioadă de timp la fiecare sursă cu $s_1, s_2, \ldots, s_m$, iar cantităţile ce trebuie distribuite în aceeaşi perioadă de timp consumatorilor la fiecare destinaţie — cu $d_1, d_2, \ldots, d_n$, astfel încît totalul cantităţilor produse,

$$s_1 + s_2 + \ldots + s_m = d_1 + d_2 + \ldots + d_n \quad (1)$$

potrivit relaţiei (1), să fie egal cu totalul cantităţilor distribuite, se cere ca să se determine programul de transporturi care să ducă la cheltuieli totale minime de transport.

Vom nota cu x_{ik} (în care $i = 1 \ldots m$ şi $k = 1 \ldots n$) cantităţile necunoscute ce trebuie transportate de la sursa S_i la destinaţia D_k, şi cu p_{ik} preţurile unitare de transport cunoscute cu care se efectuează transporturile de la sursa S_i la destinaţia D_k.

Toate datele iniţiale ale problemei le vom trece în tabela (2). În interiorul fiecărui careu, aflat la intersecţia dintre rîndul pe care se află sursa S_i şi coloana pe care se află destinaţia D_k, vom trece central cantitatea x_{ik} ce urmează a fi transportată de la sursă la destinaţie, iar în colţul din stînga sus vom nota preţul p_{ik} cu care se poate efectua acel transport.

S_i \ D_k	D_1	D_2	D_3	etc.			D_n	Total
S_1	p_{11} x_{11}	p_{12} x_{12}	p_{13} x_{13}	etc.			p_{1n} x_{1n}	s_1
S_2	p_{21} x_{21}	p_{22} x_{22}	p_{23} x_{23}	etc.			p_{2n} x_{2n}	s_2
S_3	p_{31} x_{31}	p_{32} x_{32}	p_{33} x_{33}	etc.			p_{3n} x_{3n}	s_3
etc.	etc.	etc.	etc.				etc.	etc.
						...		
S_m	p_{m1} x_{m1}	p_{m2} x_{m2}	p_{m3} x_{m3}	etc.			p_{mn} x_{mn}	s_m
Total	d_1	d_2	d_3	etc.			d_n	

(2)

Pe această bază se pot scrie următoarele m ecuații de restricții, care condiționează distribuția cantităților produse într-o anumită perioadă de timp, la fiecare sursă, pe destinații, astfel :

$$\begin{array}{l} x_{11} + x_{12} + x_{13} + \ldots + x_{1n} = s_1 \\ x_{21} + x_{22} + x_{23} + \ldots + x_{2n} = s_2 \\ x_{31} + x_{32} + x_{33} + \ldots + x_{3n} = s_3 \\ \cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots \\ \cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots \\ x_{m1} + x_{m2} + x_{m3} + \ldots + x_{mn} = s_m \end{array} \quad (3)$$

În același mod se pot scrie următoarele n ecuații de restricții, care condiționează distribuția cantităților necesare consumului la fiecare destinație, de la diferite surse, astfel :

$$\begin{array}{l} x_{11} + x_{21} + x_{31} + \ldots + x_{m1} = d_1 \\ x_{12} + x_{22} + x_{32} + \ldots + x_{m2} = d_2 \\ x_{13} + x_{23} + x_{33} + \ldots + x_{m3} = d_3 \\ \cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots \\ \cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots \\ x_{1n} + x_{2n} + x_{3n} + \ldots + x_{mn} = d_n \end{array} \quad (4)$$

Acest sistem de $m + n$ ecuații cu mn necunoscute, datorită interdependenței dintre cantitățile necunoscute, se reduce de fapt la un sistem de $m + n - 1$ ecuații.

Relația care exprimă criteriul economic de limită se poate scrie astfel :

$$\begin{array}{l} C_m = p_{11}x_{11} + p_{12}x_{12} + p_{13}x_{13} + \ldots + p_{1n}x_{1n} + \\ + p_{21}x_{21} + p_{22}x_{22} + p_{23}x_{23} + \ldots + p_{2n}x_{2n} + \\ + p_{31}x_{31} + p_{32}x_{32} + p_{33}x_{33} + \ldots + p_{3n}x_{3n} + \\ \cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots \\ \cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots\cdots \\ + p_{m1}x_{m1} + p_{m2}x_{m2} + p_{m3}x_{m3} + \ldots + p_{mn}x_{mn} \end{array} \quad (5)$$

În aceste relații trebuie ca $x_{ik} \geqslant 0$ (în care i reprezintă sursele, iar k destinațiile între care se efectuează transporturile).

Aceste relații se pot scrie și sub forma lor generală astfel :

$$\sum_{k=1}^{n} x_{ik} = s_i \ (i = 1 \ldots m), \quad (6)$$

$$\sum_{i=1}^{m} x_{ik} = d_k \ (k = 1 \ldots n), \quad (7)$$

iar relația care exprimă criteriul economic de limită, sub forma :

$$\sum_{i=1}^{m} \sum_{k=1}^{n} p_{ik}\ x_{ik} = C_m. \quad (8)$$

Între cantitățile totale produse și distribuite există egalitate, adică :

$$\sum_{i=1}^{m} s_i = \sum_{k=1}^{n} d_k. \quad (9)$$

Datorită structurii particulare a matricei, metoda de calcul practică utilizată pentru rezolvarea problemelor de acest fel economisește mult timp și se aplică cu ușurință.

În cele ce urmează vom arăta regulile practice pentru aplicarea metodei distribuțiilor cu care se poate determina programul de transport între o serie de surse și de destinații, care să corespundă celor mai reduse cheltuieli de transport.

În acest scop vom considera, în cadrul unei aplicații, că producția de la patru mine de cărbuni trebuie să fie livrată la cinci consumatori și că amplasamentul celor patru surse față de destinații determină trasee de transport diferite, care antrenează prețuri de transport diferite.

Să considerăm că producția zilnică de cărbuni a minelor este de :

$$s_1 = 750 \text{ t/zi}; \quad s_2 = 500 \text{ t/zi}; \quad s_3 = 250 \text{ t/zi}; \quad s_4 = 400 \text{ t/zi}.$$

Această producție trebuie livrată zilnic celor cinci consumatori, care trebuie să primească :

$$d_1 = 380 \text{ t/zi}; \quad d_2 = 200 \text{ t/zi}; \quad d_3 = 550 \text{ t/zi}; \quad d_4 = 450 \text{ t/zi}; \quad d_5 = 320 \text{ t/zi}.$$

Prețurile unitare de transport vor fi :

$$\begin{array}{l} p_{11} = 14 \text{ lei/t}; \quad p_{12} = 12 \text{ lei/t}; \quad p_{13} = 13 \text{ lei/t}; \quad p_{14} = 14 \text{ lei/t}; \quad p_{15} = 12 \text{ lei/t}; \\ p_{21} = 13 \text{ lei/t}; \quad p_{22} = 15 \text{ lei/t}; \quad p_{23} = 11 \text{ lei/t}; \quad p_{24} = 13 \text{ lei/t}; \quad p_{25} = 11 \text{ lei/t}; \\ p_{31} = 12 \text{ lei/t}; \quad p_{32} = 12 \text{ lei/t}; \quad p_{33} = 13 \text{ lei/t}; \quad p_{34} = 11 \text{ lei/t}; \quad p_{35} = 14 \text{ lei/t}; \\ p_{41} = 13 \text{ lei/t}; \quad p_{42} = 11 \text{ lei/t}; \quad p_{43} = 15 \text{ lei/t}; \quad p_{44} = 12 \text{ lei/t}; \quad p_{45} = 13 \text{ lei/t}. \end{array}$$

1. Determinarea primului program de transport

Pentru a ușura operațiile de calcul se fac următoarele simplificări convenționale :

— cifrele de producție și de livrare se împart cu 10 (cu 100 etc.);

— din toate prețurile de transport se scade cel mai redus preț unitar de transport, sau o cifră rotundă, în cazul de față 10 lei/t.

Cu aceste cifre, după modelul tabelei (2), se întocmește tabela (10) în felul următor :

a) În primul rînd orizontal, cu producția zilnică a minei S_1 se satisfac, în limitele posibile, succesiv, nevoile la destinațiile D_1, D_2, D_3 etc.

Adică cu producția zilnică de 750 t se satisfac pe rînd nevoile zilnice ale consumatorilor D_1 de 380 t, D_2 de 200 t și parțial nevoile consumatorului D_3 de 170 t, pînă la limita capacității de producție a minei.

b) În cel de-al doilea rînd orizontal, cu producția zilnică a minei S_2 se satisfac în continuare nevoile rămase nesatisfăcute prin prima distribuire, la destinațiile D_3, D_4 etc.

Adică cu producția zilnică de 500 t se satisfac pe rînd nevoile zilnice ale consumatorilor D_3 cu restul de 380 t și parțial ale lui D_4 cu 120 t.

c) În același mod se procedează cu producția minelor S_3 și S_4.

În acest fel se determină primul program de transport, care, fiind întocmit în mod arbitrar, desigur că nu reprezintă soluția optimă.

D_k / S_i	D_1	D_2	D_3	D_4	D_5	Total
S_1	4 **38**	2 20	3 17	4	2	75
S_2	3	5	1 38	3 12	1	50
S_3	2	2	3	1 25	4	25
S_4	3	1	5	2 8	3 32	40
Total	38	20	55	45	32	190

(10)

În această situație, relația care reprezintă criteriul economic de limită va avea mărimea :

$$C_1 = 4 \times 38 + 2 \times 20 + 3 \times 17 + 1 \times 38 + + 3 \times 12 + 1 \times 25 + 2 \times 8 + 3 \times 32 = 454.$$

2. Îmbunătățirea programului de transport

Problema este de a se găsi modul în care trebuie modificat programul de transport, astfel încît cheltuielile de transport să se micșoreze.

Fiecare careu liber permite să se facă o modificare a programului de transport.

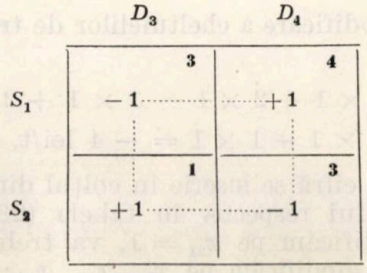
Transferul unei unități în programul de transport de la o destinație inițială la o altă destinație necesită o balansare în sens invers, prin livrarea altei unități de la o altă sursă, între aceleași destinații.

Se face deci o rotație în programul de transport.

Poziția careului liber față de celelalte ocupate, pentru care se dorește a se efectua modificarea, determină rotația ce trebuie făcută, care duce la modificarea programului de transport, fără modificarea cifrelor din ultima coloană și din ultimul rînd.

Vom analiza, pe rînd, pentru tabela (10) posibilitățile de modificare succesive ale programului inițial de transport, ca și variațiile care rezultă pentru cheltuielile de transport din aceste modificări.

Dacă vom modifica programul de transport astfel ca $x_{14} = 1$, atunci trebuie concomitent să modificăm pe x_{13}, x_{23} și x_{24}; astfel :



(11)

În această situație : $x_{13} = 17 - 1 = 16$
$x_{23} = 38 + 1 = 39$
$x_{24} = 12 - 1 = 11$
$x_{14} = 1,$

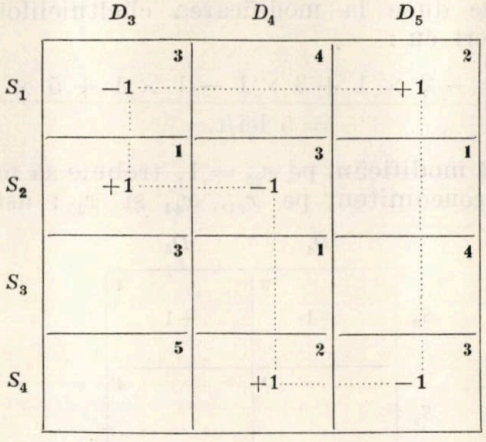
iar modificarea la care duce această schimbare a programului de transport este :

$$dC_{14} = - 3 \times 1 + 4 \times 1 - 3 \times 1 + 1 \times 1 = - 1 \text{ leu/t.}$$

Rezultă că modificarea programului de transport în acest sens duce la scăderea de 1 leu pentru fiecare tonă expediată de la S_1 la D_4.

În mod similar trebuie analizate și celelalte posibilități de modificare a programului de transport pe rînd, pentru fiecare careu liber. Rezultatele obținute se înscriu în tabela (10), în careul respectiv, în colțul din stînga jos, așa după cum se arată în tabela (23).

Dacă modificăm pe $x_{15} = 1$, concomitent trebuie să modificăm pe x_{13}, x_{21}, x_{23}, x_{42} și pe x_{45}, ca în tabela (12), în care se indică rotația ce trebuie făcută cu o tonă, care se scade, respectiv se adună, pe orizontală și pe verticală, astfel încît cifrele totale de producție și de livrare să rămînă aceleași.



(12)

Această schimbare a programului de transport, prin care

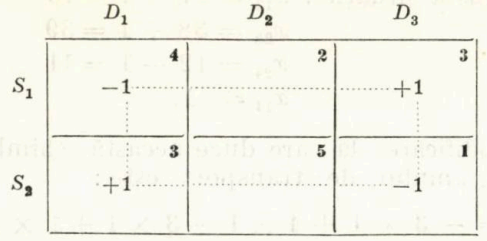
$x_{13} = 17 - 1 = 16$
$x_{23} = 38 + 1 = 39$
$x_{24} = 12 - 1 = 11$
$x_{44} = 8 + 1 = 9$
$x_{45} = 32 - 1 = 31$
$x_{15} = 1,$

duce la o modificare a cheltuielilor de transport de :

$$dC_{15} = -3 \times 1 + 2 \times 1 - 3 \times 1 + 2 \times 1 - 3 \times 1 + 1 \times 1 = -4 \text{ lei/t.}$$

Şi această cifră se înscrie în colţul din stînga jos al careului respectiv în tabela (23).

Dacă modificăm pe $x_{21} = 1$, va trebui concomitent să modificăm pe x_{11}, x_{13}, x_{23} ; astfel :

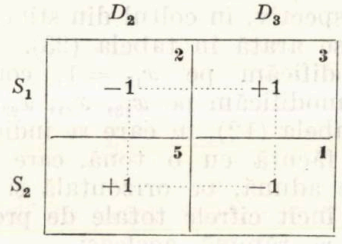


(13)

Aceasta duce la o modificare a cheltuielilor de transport de :

$$dC_{21} = -4 \times 1 + 3 \times 1 - 1 \times 1 + 3 \times 1 = 1 \text{ leu/t.}$$

Dacă modificăm pe $x_{22} = 1$, va trebui să modificăm concomitent pe x_{12}, x_{13} şi x_{23} ; astfel :

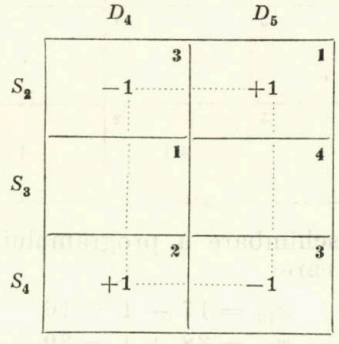


(14)

ceea ce duce la modificarea cheltuielilor de transport cu :

$$dC_{22} = -2 \times 1 + 3 \times 1 - 1 \times 1 + 5 \times 1 = 5 \text{ lei/t.}$$

Dacă modificăm pe $x_{25} = 1$, trebuie să modificăm concomitent pe x_{24}, x_{44} şi x_{45} ; astfel :

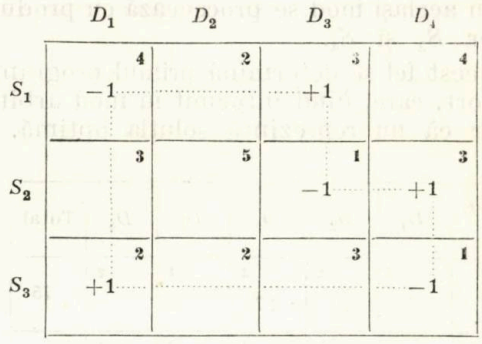


(15)

ceea ce duce la modificarea cheltuielilor de transport cu :

$$dC_{25} = -3 \times 1 + 1 \times 1 - 3 \times 1 + 2 \times 1 = -3 \text{ lei/t.}$$

Dacă modificăm pe $x_{31} = 1$, trebuie să modificăm concomitent pe x_{11}, x_{13}, x_{23}, x_{24} şi x_{34} ; astfel :

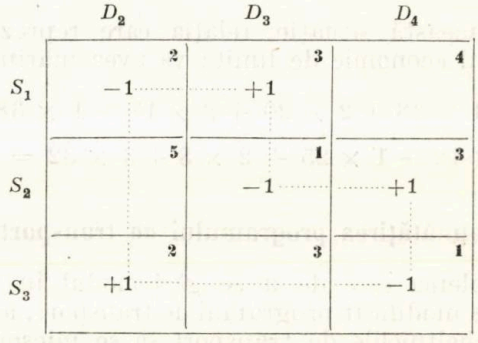


(16)

Aceasta duce la modificarea cheltuielilor de transport cu :

$$dC_{31} = -4 \times 1 + 3 \times 1 - 1 \times 1 + 3 \times 1 - 1 \times 1 + 2 \times 1 = 2 \text{ lei/t.}$$

Dacă modificăm pe $x_{32} = 1$, va trebui să modificăm pe x_{12}, x_{13}, x_{23}, x_{24} şi x_{34} ; astfel :

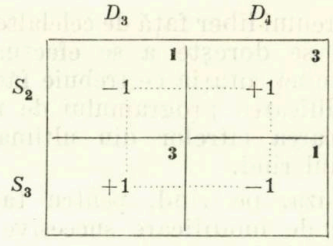


(17)

ceea ce duce la modificarea cheltuielilor de transport cu :

$$dC_{32} = -2 \times 1 + 3 \times 1 - 1 \times 1 + 3 \times 1 - 1 \times 1 + 2 \times 1 = 4 \text{ lei/t.}$$

Dacă modificăm pe $x_{33} = 1$, trebuie să modificăm concomitent pe x_{23}, x_{24} şi x_{34} ; astfel :

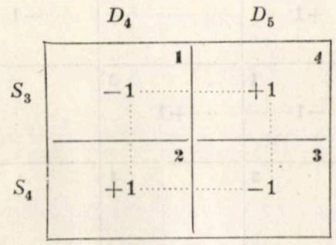


(18)

ceea ce duce la următoarea modificare a cheltuielilor de transport cu :

$$dC_{33} = -1 \times 1 + 3 \times 1 - 1 \times 1 + 3 \times 1 = 4 \text{ lei/t.}$$

Dacă modificăm pe $x_{35} = 1$, va trebui să modificăm concomitent pe x_{34}, x_{44} și x_{45} ; astfel :

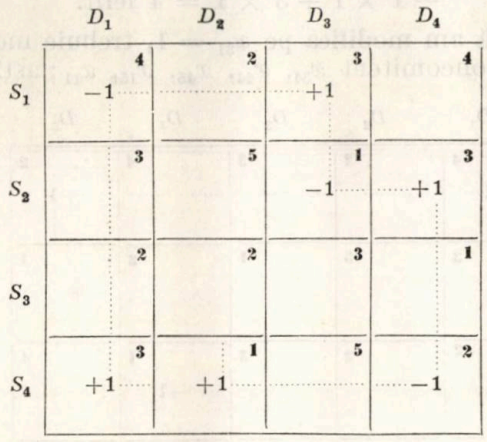


(19)

și

$$dC_{35} = -1 \times 1 + 4 \times 1 - 3 \times 1 + 2 \times 1 = \\ = 2 \text{ lei/t.}$$

Dacă modificăm pe $x_{41} = 1$, va trebui să modificăm concomitent pe x_{11}, x_{13}, x_{23}, x_{24} și x_{44} ; astfel :

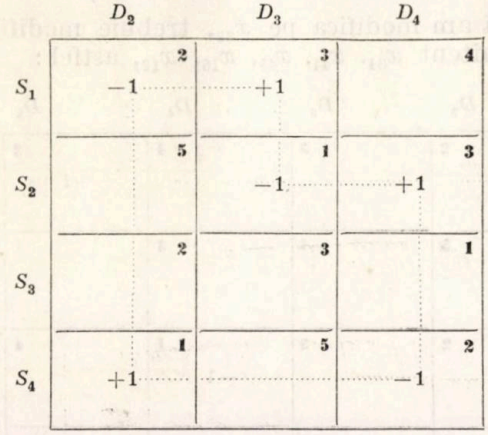


(20)

și

$$dC_{41} = -4 \times 1 + 3 \times 1 - 1 \times 1 + 3 \times 1 - \\ - 2 \times 1 + 3 \times 1 = +2 \text{ lei/t.}$$

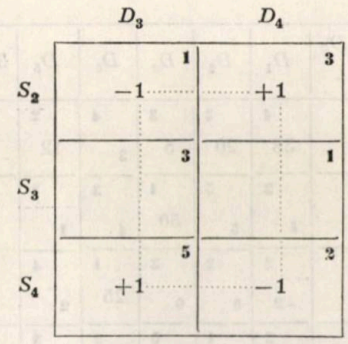
Dacă modificăm pe $x_{42} = 1$, trebuie concomitent modificat x_{12}, x_{13}, x_{23}, x_{24}, x_{44} ; astfel :



(21)

$$dC_{42} = -2 \times 1 + 3 \times 1 - 1 \times 1 + 3 \times 1 - \\ - 2 \times 1 + 1 \times 1 = 2 \text{ lei/t.}$$

Dacă modificăm pe $x_{43} = 1$, va trebui să modificăm concomitent pe x_{23}, x_{24} și x_{44} ; astfel :



(22)

ceea ce duce la modificarea cheltuielilor de transport cu :

$$dC_{43} = -1 \times 1 + 3 \times 1 - 2 \times 1 + 5 \times 1 = \\ = 5 \text{ lei/t.}$$

Pentru evidență, toate rezultatele modificărilor care s-ar putea efectua succesiv în programul de transport printr-o altă distribuire a tonajelor transportate se trec în tabela (10), completînd-o astfel :

(23)

S_i \ D_k	D_1	D_2	D_3	D_4	D_5	Total
S_1	4 38	2 20	3 17	4 −1	2 −4	75
S_2	3 1	5 5	1 38	3 12	1 −3	50
S_3	2 2	2 4	3 4	1 25	4 2	25
S_4	3 2	1 2	5 5	2 8	3 32	40
Total	38	20	55	45	32	190

Observăm că posibilitățile de scădere a cheltuielilor de transport sînt indicate de cifrele negative înscrise în colțul din stînga jos. Vom alege modificarea cea mai avantajoasă a programului de transport, adică modificarea lui x_{15}.

Întrucît $x_{ik} \geqslant 0$, maximum de tone transportate de la S_1 la D_5 se va alege dintre cifrele negative din cadrul rotației :

x_{13}	x_{24}	x_{45}
17	12	32,

și anume cea mai mică dintre ele (în valoare absolută). Deci rotația figurată în (12) se va face cu cifra 12.

Pe această bază se obține prima îmbunătățire a programului de transport, prezentată în tabela (24):

S_i \ D_k	D_1	D_2	D_3	D_4	D_5	Total
S_1	4 38	2 20	3 5	4 3	2 12	75
S_2	3 1	5 5	1 50	3 4	1 1	50
S_3	2 −2	2 0	3 0	1 25	4 2	25
S_4	3 −2	1 −2	5 1	2 20	3 20	40
Total	38	20	55	45	32	190

(24)

Această modificare a programului de transport duce la cheltuieli de transport mai scăzute, și anume:

$$C_2 = 4 \times 38 + 2 \times 20 + 3 \times 15 + 2 \times 12 + 1 \times 50 + 1 \times 25 + 2 \times 20 + 3 \times 20 = 402 \text{ lei}$$

față de 454 lei, cît reprezentau cheltuielile în primul caz.

3. A doua îmbunătățire a programului de transport

Pentru cea de-a doua îmbunătățire a programului de transport se procedează în mod identic, verificîndu-se din nou pentru fiecare careu liber modificarea pe care introducerea în careu a unei tone transportate o aduce asupra cheltuielilor de transport.

Dacă am modifica programul de transport astfel ca $x_{14} = 1$, trebuie concomitent să modificăm pe x_{15}, x_{45}, x_{44}.

Aceasta duce la modificarea cheltuielilor de transport cu:

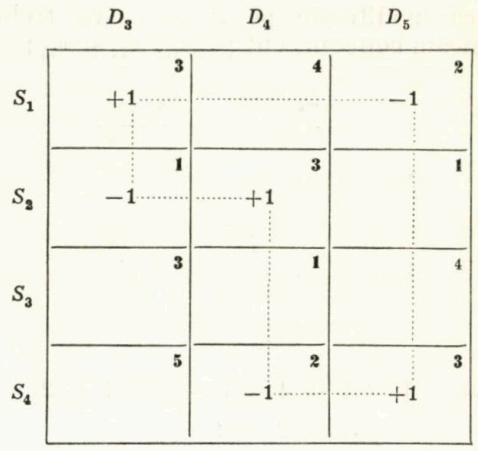
$$dC_{14} = -2 \times 1 + 3 \times 1 - 2 \times 1 + 4 \times 1 = 3 \text{ lei/t.}$$

Această cifră, ca și toate celelalte pe care le vom calcula în cele ce urmează, vor fi trecute în colțul din stînga jos în tabela (24).

Dacă am modifica programul de transport astfel ca $x_{24} = 1$, trebuie să modificăm concomitent pe x_{23}, x_{13}, x_{11} ceea ce duce la modificarea cheltuielilor de transport cu:

$$dC_{22} = -2 \times 1 + 3 \times 1 - 1 \times 1 + 5 \times 1 = 5 \text{ lei/t.}$$

Dacă am modifica pe $x_{24} = 1$, trebuie concomitent să modificăm pe x_{44}, x_{45}, x_{15}, x_{13}, x_{23}, potrivit tabelei (25).

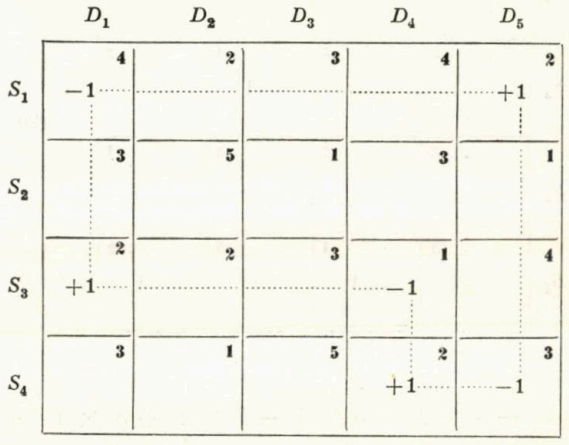


(25)

Aceasta duce la modificarea cheltuielilor de transport cu:

$$dC_{24} = -2 \times 1 + 3 \times 1 - 2 \times 1 + 3 \times 1 - 1 \times 1 + 3 \times 1 = 4 \text{ lei/t.}$$

Dacă am modifica pe $x_{31} = 1$, trebuie modificat concomitent x_{34}, x_{44}, x_{45}, x_{15}, x_{11}; astfel:

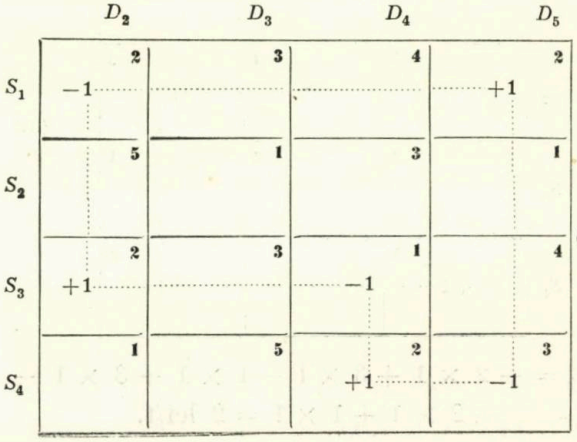


(26)

ceea ce duce la modificarea cheltuielilor de transport cu:

$$dC_{31} = -1 \times 3 + 2 \times 1 - 1 \times 1 + 2 \times 1 - 4 \times 1 + 2 \times 1 = -2 \text{ lei/t.}$$

Dacă am modifica pe x_{32}, trebuie modificat concomitent x_{34}, x_{44}, x_{45}, x_{15}, x_{12}, astfel:



(27)

ceea ce duce la modificarea cheltuielilor de transport cu :

$$dC_{32} = -1 \times 1 + 2 \times 1 - 3 \times 1 + 2 \times 1 - 2 \times 1 + 2 \times 1 = 0 \text{ lei/t.}$$

Dacă am modifica pe $x_{33} = 1$, trebuie modificat concomitent şi x_{34}, x_{44}, x_{45}, x_{15}, x_{13} ; astfel :

	D_3	D_4	D_5
S_1	3 −1	4	2 +1
S_2	1	3	1
S_3	3 +1	1 −1	4
S_4	5	2 +1	3 −1

(28)

ceea ce duce la modificarea cheltuielilor de transport cu :

$$dC_{33} = -1 \times 1 + 2 \times 1 - 3 \times 1 + 2 \times 1 - 3 \times 1 + 3 \times 1 = 0 \text{ lei/t.}$$

Dacă am modifica pe x_{35}, trebuie modificat concomitent x_{45}, x_{44}, x_{34}, ceea ce duce la schimbarea cheltuielilor de transport cu :

$$dC_{35} = -3 \times 1 + 2 \times 1 - 1 \times 1 + 4 \times 1 = 2 \text{ lei/t.}$$

Dacă am modifica pe $x_{41} = 1$, trebuie modificat concomitent x_{45}, x_{15}, x_{11}, ceea ce duce la schimbarea cheltuielilor de transport cu :

$$dC_{41} = -3 \times 1 + 2 \times 1 - 4 \times 1 + 3 \times 1 = -2 \text{ lei/t.}$$

Dacă am modifica pe $x_{42} = 1$, trebuie modificat concomitent x_{45}, x_{15}, x_{12}, ceea ce duce la schimbarea cheltuielilor de transport cu :

$$dC_{42} = -3 \times 1 + 2 \times 1 - 2 \times 1 + 1 \times 1 = -2 \text{ lei/t.}$$

Dacă am modifica pe x_{43}, trebuie modificat concomitent x_{45}, x_{15}, x_{13}, ceea ce duce la schimbarea cheltuielilor de transport cu :

$$dC_{43} = -3 \times 1 + 2 \times 1 - 3 \times 1 + 5 \times 1 = 1 \text{ leu/t.}$$

După ce s-au trecut toate aceste rezultate în tabela (24), observăm că există trei posibilităţi egale de scădere a cheltuielilor de transport cu — 2 lei/t, prin distribuirea producţiei de la S_3 la D_1, de la S_4 la D_1, sau de la S_4 la D_2. Alegem prima posibilitate. Întrucît $x_{ik} \geqslant 0$, maximum de tone ce putem transporta de la S_3 la D_1 va fi cifra cea mai mică (în valoare absolută) dintre cifrele negative din cadrul rotaţiei :

x_{34}	x_{45}	x_{11}
25	20	38.

Deci rotaţia se va face cu cifra 20.

S_i \ D_k	D_1	D_2	D_3	D_4	D_5	Total
S_1	4 18	2 20	3 5	4 1	2 32	75
S_2	3 1	5 5	1 50	3 2	1 1	50
S_3	2 20	2 2	3 2	1 5	4 4	25
S_4	3 0	1 0	5 3	2 40	3 2	40
Total	38	20	55	45	32	190

(29)

În tabela (29) se trece noul program de transport îmbunătăţit.

Această modificare a programului de transport duce la cheltuieli mai scăzute de transport, şi anume :

$$C_3 = 4 \times 18 + 2 \times 20 + 3 \times 5 + 2 \times 32 + 1 \times 50 + 2 \times 20 + 1 \times 5 + 2 \times 40 = 366 \text{ lei.}$$

Pentru a vedea dacă această soluţie corespunde la cele mai scăzute cheltuieli de transport, este necesar ca toate modificările posibile să ducă la variaţii nenegative ale cheltuielilor de transport.

Efectuînd toate modificările de program de transport posibile, trecute în tabela (30), constatăm că obţinem schimbări care duc la creşterea cheltuielilor de transport, în afară de modificările x_{41}, respectiv x_{42}, care — fiind egale cu zero —, ne indică posibilitatea de a se obţine aceleaşi cheltuieli de transport şi prin alte programe de transport.

Modificările posibile ale programului de transport		Rezultatul obţinut
Modificarea de bază	Modificări antrenate prin rotaţii	Schimbarea cheltuielilor de transport pentru o tonă
x_{14}	x_{34}, x_{31}, x_{11},	+ 1 leu/t
x_{21}	x_{23}, x_{13}, x_{11},	+ 1 leu/t
x_{22}	x_{23}, x_{13}, x_{12},	+ 5 lei/t
x_{24}	x_{34}, x_{31}, x_{11}, x_{13}, x_{23},	+ 2 lei/t
x_{25}	x_{15}, x_{13}, x_{23},	+ 1 leu/t
x_{32}	x_{31}, x_{11}, x_{31},	+ 2 lei/t
x_{33}	x_{31}, x_{11}, x_{31},	+ 2 lei/t
x_{35}	x_{15}, x_{11}, x_{13},	+ 4 lei/t
x_{41}	x_{44}, x_{34}, x_{31}	0
x_{42}	x_{44}, x_{34}, x_{31}, x_{11}, x_{12},	0
x_{43}	x_{44}, x_{34}, x_{31}, x_{11}, x_{13},	+ 3 lei/t
x_{45}	x_{44}, x_{34}, x_{31}, x_{11}, x_{15},	+ 2 lei/t

(30)

Cele două soluții extreme, între care se pot alcătui o serie de soluții intermediare, sînt consemnate în tabelele (31) și (32), prin introducerea valorilor extreme — cele mai mici valori negative (în valoare absolută), din cadrul rotațiilor indicate în tabela (30) — $x_{41} = 20$, sau $x_{42} = 20$.

S_i \ D_k	D_1	D_2	D_3	D_4	D_5	Total
S_1	4 18	2 20	3 5	4	2 32	75
S_2	3	5	1 50	3	1	50
S_3	2	2	3	1 25	4	25
S_4	3 20	1	5	2 20	3	40
Total	38	20	55	45	32	190

(31)

Cheltuielile aferente acestui program de transport sînt egale cu cele din programul precedent (29):

$$C_4 = 4 \times 18 + 2 \times 20 + 3 \times 5 + 2 \times 32 + 1 \times 50 + 1 \times 25 + 3 \times 20 + 2 \times 20 = 366 \text{ lei.}$$

S_i \ D_k	D_1	D_2	D_3	D_4	D_5	Total
S_1	4 38	2	3 5	4	2 32	75
S_2	3	5	1 50	3	1	50
S_3	2	2	3	1 25	4	25
S_4	3	1 20	5	2 20	3	40
Total	38	20	55	45	32	190

(32)

Cheltuielile aferente acestui program de transport sînt egale cu cele ale programelor precedente (29) și (31):

$$C_5 = 4 \times 38 + 3 \times 5 + 2 \times 32 + 1 \times 50 + 1 \times 25 + 1 \times 20 + 2 \times 20 = 366 \text{ lei.}$$

Cheltuielile efective ale oricăror programe (29), (31), (32), ca și ale programelor ce se pot alcătui cu cifre intermediare (între cifrele limită cu care s-au format aceste programe), duc la aceleași cheltuieli minime de transport:

$$C_m = 14 \times 380 + 13 \times 50 + 12 \times 320 + 11 \times \times 500 + 11 \times 250 + 11 \times 200 + 12 \times 200 = = 22\,660 \text{ lei/zi.}$$

În cadrul limitat al lucrării am încercat să prezentăm într-o formă elementară și în mod gradat, cu ajutorul unor aplicații demonstrative, fundamentarea teoretică și modul practic în care pot fi rezolvate, cu ajutorul metodei distribuțiilor, problemele de transport minier.

Cu ajutorul acestei metode este posibilă rezolvarea practică a unor serii de probleme tehnico-economice importante, mărindu-se posibilitățile de investigații și de studiu în sectorul minier.

Bibliografie

[1] Nemcinov, V. S. *Folosirea metodelor matematice în cercetările economice și în planificare.* În: Analele romîno-sovietice, nr. 9, 1960.

[2] Nemcinov, V. S. *Unele probleme teoretice ale balanțelor legăturilor între ramuri, între regiuni privind producția și repartiția produselor.* În: Analele romîno-sovietice, nr. 9, 1960.

[3] Nemcinov, V. S. *Primenenie matematiki v ekonomiceskih issledovaniiah.* Izdatelstvo soțialno-econimiceskoi literaturî, Moskva, 1959.

[4] Finkelștein, B. *Bazele programării liniare.* În: Voprosî ekonomiki, nr. 1, 1961.

[5] Ferguson, R. O. și Sargent, L. F. *Linear programming.* Foundamentals and Application. New York, 1958.

[6] Vaszsonyi, A. *Scientific programming in Business and Industry,* New York, 1958.

Progrese în construirea transportoarelor cu bandă

Ing. D. Negulescu

Dintre toate utilajele de transport, transportoarele cu bandă şi-au găsit o largă răspîndire în timpul din urmă. La exploatările subterane, precum şi la exploatările la zi, la minereuri sau la roci comune, în fabricile de materiale de construcţie, ca şi în marile uzine, aceste utilaje de transport îşi găsesc o întrebuinţare din ce în ce mai largă.

Marile exploatări de cărbuni la zi, care s-au organizat în ultimii 10 ani, atît în U.R.S.S. cît şi în ţările occidentale, s-au putut dezvolta în condiţii rentabile de exploatare bazate în principal pe două utilaje de bază : excavatoare mari cu roată cu cupe, care au atins productivităţi de 3 000—14 000 m^3/h şi benzile transportoare, utilaj de transport capabil să asigure deplasarea, în condiţii rentabile, a unor mase foarte mari de material steril sau util, în flux continuu.

Progresele tehnice realizate în construirea acestor utilaje au fost remarcabile şi ele sînt marcate atît de sporirea lăţimii benzii şi a vitezei de circulaţie cît şi de introducerea materialelor sintetice, în locul covorului de cauciuc.

Lăţimea medie a transportoarelor cu bandă a crescut de la 500—600 mm la 900 mm, iar lăţimea maximă a atins 3 000 mm. În R. D. G. s-au fabricat benzi cu lăţimea de 3 000 mm, care circulă cu o viteză medie de 4 m/s, realizînd o productivitate de 14 000 m^3/h. Cea mai mare lăţime de bandă a fost atinsă în U.R.S.S., care a realizat un transportor cu lăţimea de 3 600 mm. Această creştere a lăţimii benzii a fost impusă de necesitatea asigurării unor productivităţi la nivelul noilor tipuri de excavatoare cu rotor, ştiut fiind că productivitatea unui transportor cu bandă creşte proporţional cu pătratul lăţimii ei.

În ceea ce priveşte lungimea, se citează în literatura de specialitate o bandă transportoare care a atins 12 km lungime, formată din tronsoane de 1 200 m şi care lucrează cu o productivitate de 400—500 t/h [1].

În ceea ce priveşte viteza de deplasare, ea a fost de asemenea considerabil sporită, trecînd de la 0,5—1,5 m/s, cît se realiza pînă acum 10—15 ani, la viteza medie de 2,5 m/s în Franţa sau 4—5 m/s în Germania, la marile exploatări de cărbuni din bazinul Coloniei. Viteza maximă atinsă este de 8,5 m/s.

Aceste realizări au fost posibile datorită unor soluţii noi introduse în tehnica constructivă a benzilor transportoare. Aceste inovaţii au fost : a) înlocuirea ţesăturii de bumbac cu alte materiale de mai mare rezistenţă ; b) construirea de benzi suspendate pe cablu, în care efortul de tracţiune este preluat de cablul tractor, permiţînd — în acelaşi timp — riparea mai uşoară a instalaţiei ; c) înlocuirea cauciucului ca material acoperitor cu materiale sintetice, care sînt mult mai rezistente.

I. Perfecţionări în tehnologia construcţiei benzilor

Ţesătura benzilor. În tehnologia fabricării benzilor transportoare a fost înlocuit bumbacul cu alte materiale, de mai mare rezistenţă şi elasticitate. Cu sistemele constructive moderne, în care s-au înlocuit fibrele de bumbac de la urzeală cu cele de nylon, sticlă sau oţel, s-a ajuns să se construiască tronsoane de bandă de peste 1 000 m.

Bumbacul, care este supus degradării sub acţiunea umezelii, este tot mai mult înlocuit cu fibre longitudinale de oţel, de sticlă sau de perlon, care s-a dovedit a fi un material foarte rezistent. Benzile cu lăţimi mai mari de 1 400 mm nu mai pot fi fabricate din bumbac, din cauza grosimii prea mari ce trebuie dată inserţiilor. Ele se construiesc, în general, din perlon, care este mult mai uşor şi mai rezistent.

Un alt procedeu folosit pentru sporirea rezistenţei benzilor constă în înlocuirea ţesăturii de bumbac cu ţesătură metalică. Aceasta prezintă avantajul că, oferind o rezistenţă sporită, se poate construi, în general, cu un singur strat, adică cu o singură inserţie. La aceste benzi nu există „bătaie" propriu-zisă, ci numai urzeală. Benzile astfel construite au un coeficient de alungire foarte redus, ceea ce impune precauţii speciale în momentul demarării.

Cu această metodă constructivă se poate ajunge la o rezistenţă de 1 500 kg/cm^2. Dacă se compară cu rezistenţa de 260—370 kg/cm^2 realizată la benzile cu inserţii de cauciuc şi 50—70 kg/cm^2 la benzile de bumbac, se poate vedea progresul considerabil realizat prin acest nou procedeu constructiv. Avantajul este şi mai evident dacă se ţine seamă de faptul că rezistenţa totală nu este egală cu suma rezistenţei inserţiilor, ci este cu cel puţin 5% mai mică, de unde rezultă că este mai avantajos să se construiască o bandă cu un număr mic de inserţii, dar cu mare rezistenţă, decît cu un număr mare de inserţii de mică rezistenţă. Prima ipoteză corespunde tocmai soluţiei de construcţie a benzilor cu urzeală de fire de oţel, adică cu număr mic de inserţii de mare rezistenţă.

S-a realizat astfel o bandă cu lungimea de 1 000 m şi lăţimea de 1 070 mm, circulînd cu o viteză de 3 m/s, acţionată de un motor de 1 500 CP. Cu această bandă s-a atins o productivitate de 1 200 t/h.

La benzile cu ţesătură metalică, partea constructivă, care cere o atenţie deosebită, este aceea a

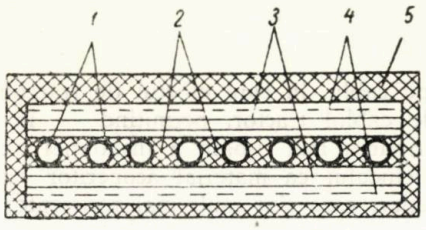


Fig. 1. Construcţia benzilor de cauciuc cu cablu :

1 — cabluri metalice ; *2* — strat de cauciuc ; *3* — inserţii de pînză ; *4* — strate rărite de pînză ; *5* — înveliş de cauciuc.

întinderii cablurilor. Toate cablurile trebuie întinse egal şi trebuie să fie aşezate la distanţe egale, pentru a fi încărcate cît mai uniform. În caz contrar, unele se pot rupe în timpul exploatării, ceea ce va duce la deformarea benzii.

Spaţiul dintre cabluri se umple cu un strat de cauciuc, peste care se aşază mai multe inserţii de

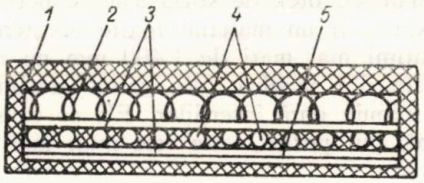


Fig. 2. Construcţia benzilor cu cablu :

1 — înveliş de cauciuc ; *2* — armătură metalică ; *3* — strate de cauciuc ; *4* — reţea din cabluri de oţel ; *5* — strat de inserţii.

pînză şi apoi învelişul de cauciuc. Uneori, sub învelişul exterior de cauciuc şi stratele de pînză, se aşază o reţea metalică elastică, care are rolul de a amortiza şocurile produse de căderea materialului pe bandă (fig. 1 şi 2) [2].

Pentru transportul rocilor stîncoase grele, în loc de cabluri groase, aşezate separat, se foloseşte o reţea de oţel, a cărei urzeală este alcătuită din cabluri subţiri, iar ca bătaie se utilizează cord subţire de bumbac, sîrmă moale recoaptă sau fibre artificiale ori sintetice.

Un alt sistem constructiv, care a dat rezultate foarte bune, a fost acela al benzilor cu inimă de oţel.

Banda de oţel cauciucat are o rezistenţă la tracţiune foarte mare şi poate să fie acţionată de motoare puternice, care permit construirea unor transportoare de lungimi considerabile, cu capacităţi mari de transport.

Inima este formată din oţel laminat la rece, călit, revenit şi recopt.

Rezistenţa la rupere este de 120 kg/mm^2, modulul de elasticitate de 20 500 kg/mm^2, iar grosimea benzii de 0,8—1,6 mm.

Peste banda de oţel se aşterne, prin vulcanizare, un strat de cauciuc, a cărui grosime pe faţa externă variază între 3 şi 10 mm, iar pe faţa internă nu depăşeşte 2 mm.

Rolul cauciucului este să ferească banda împotriva coroziunilor şi să mărească adeziunea ei pe tamburi şi pe role. În schimb, oţelul asigură el singur rezistenţa benzii.

Aceste benzi sînt foarte rezistente la tracţiune. Astfel o bandă de 1 mm grosime şi 600 mm lăţime poate suporta uşor o tensiune de 35 kg/mm^2 $\times$ 600 mm^2 = 21 t, în timp ce o bandă obişnuită nu depăşeşte tensiunea de cîteva tone.

Asemenea benzi pot circula cu o viteză de 3—5 m/s.

Sudarea benzilor cu inimă de oţel se face astfel : cele două capete se suprapun pe o lungime de 0,25 m, aşezîndu-se între ele un mic strat de cauciuc topit. Se aplică apoi cîte un strat de cauciuc pe cele două feţe şi se vulcanizează. Operaţia se face la temperatura de 145° timp de o oră ; după aceea materialul se lasă în repaus timp de 10—12 ore [3].

Sudurile astfel realizate au o rezistenţă de 90 kg/cm^2 a suprafeţei de contact, adică de circa 180 t.

Ruperea nu se poate produce decît prin forfecare ; ea nu s-a ivit niciodată în zona de sudură.

La minele de fier din Malomberget (Suedia) se găsesc în serviciu, din anul 1955, trei transportoare de acest fel de cîte 500 m lungime. Debitul maxim realizat este de 700 t/h la o lăţime de 700 mm şi o viteză de circulaţie de 3 m/s.

Sistemul de susţinere şi rulare. Pentru îmbunătăţirea randamentului şi asigurarea unor condiţii de susţinere şi rulare optime, s-au propus diverse sisteme.

Într-un sistem se rezolvă problema ghidajului central sub forma unui tren de role, care circulă într-o glisieră. Funcţiunea tractoare rămîne în sarcina benzii, întărită cu cabluri metalice.

Într-un alt sistem, funcţiunea tractoare este trecută asupra unui şir de curele trapezoidale care suportă banda portantă.

Soluţia care a căpătat o răspîndire industrială a fost soluţia cu cablu portant. Principiul constructiv constă în aşezarea benzii pe două cabluri portante, animate de o mişcare paralelă prin frecarea pe roţile de ghidare şi care, în punctele de încărcare şi descărcare, se desprind de bandă pentru a avea un circuit autonom de întoarcere.

Sistemul prezintă următoarele avantaje :

Cablurile pe care se sprijină banda asigură deplasarea benzii prin simplă frecare pe roţile de ghidare. În această situaţie, toată sarcina de întindere este preluată de cablurile purtătoare, ceea ce permite folosirea unei benzi cu o singură inserţie.

Al doilea avantaj îl constituie reducerea numărului de elemente de susţinere, întrucît roţile de susţinere sînt aşezate, în medie, la o distanţă de

5—8 m, față de 1,2—1,5 m cît este distanța obișnuită a rolelor de ghidare.

Covorul benzii este format din tronsoane de cîte 30—40 m, prinse cu agrafe de oțel, ceea ce ușurează mult înlocuirea porțiunilor degradate.

Sistemul acesta de susținere și rulare a permis să se construiască benzi rulante cu o lungime de peste 10 km acționate cu motoare de 1 000 CP [4].

Elementele componente ale utilajului construit după acest sistem sînt : covorul benzii ; două cabluri de oțel sprijinite, din loc în loc, pe roți cu șanț, care se sprijină pe șină ; un grup de comandă al cablurilor format din două roți diferențiale ; un grup de întindere format dintr-un cărucior mobil cu contragreutate ; un tambur de întoarcere la fiecare extremitate ; un dispozitiv de întindere a benzii, independent de acela al cablului (fig. 3).

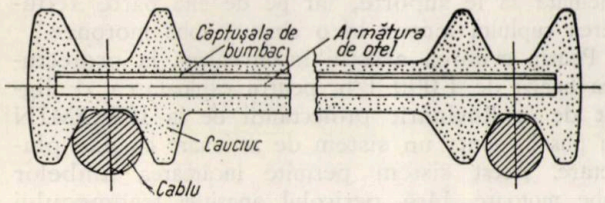


Fig. 3. Bandă transportoare susținută pe cabluri.

Modul acesta de suspendare conferă benzii o foarte mare suplețe de funcționare. Sistemul prezintă următoarele avantaje :

— capacitatea de supraîncărcare, prin faptul că dispozitivul de susținere permite acesteia să se adîncească, sporind astfel cantitatea de material transportat ;

— suplețe și siguranță în exploatare.

Aceste avantaje fac ca, pentru distanțe și cantități mari de transportat, prețul de revenire să fie cu mult mai mic la acest fel de benzi decît la cele cu suspensie și dispozitiv de rulare obișnuit.

La aceasta contribuie, în mare măsură, faptul că covorul benzii este supus la o uzură mult mai mică, datorită următoarelor cauze :

— covorul nu mai este supus șocurilor pe care le suportă covorul de la benzile obișnuite la trecerea peste role și nici efectului abraziv determinat de frecarea materialului de bandă în momentul încărcării, deoarece acesta, avînd o mare elasticitate, nu mai este supus șocurilor materialului care cade, ceea ce de asemenea sporește durata lui de serviciu ;

— marginile covorului nu mai sînt supuse uzurii provenite din frecarea acestora de organele fixe de rulare ;

— nefiind supus tensiunii, covorul poate continua să funcționeze chiar cînd a atins un grad de uzură foarte avansat.

Întrebuințarea unei benzi ușoare și reducerea numărului elementelor de rulare fac ca cheltuielile de investiție să fie mult mai mici.

Alte avantaje ale acestui tip de bandă constau în reducerea puterii necesare acționării, prin suprimarea săgeții între role, ușurința schimbării parțiale a pieselor uzate, precum și posibilitatea de a primi suprasarcini importante.

Productivitatea maximă atinsă cu acest tip de bandă a fost de 650 t/h, la o lățime maximă de 1 067 mm, iar capacitatea-limită ce se poate atinge este de 1 500 t/h.

Cablurile cele mai mari, folosite în instalațiile actuale, au un diametru de 45 mm.

Instalația cea mai importantă, de acest fel, funcționează în Australia, pe un traseu lung de 3 km și cu o diferență de nivel de 170 m.

Rolele. Rolele reprezintă, de asemenea, unul din elementele importante ale benzii. Ele se construiesc din metal sau, în ultimul timp, din material plastic. Rolele trebuie să îndeplinească următoarele două condiții : o rezistență minimă la circulația benzii, deci o mică rezistență la rostogolire, și o perfectă etanșeitate. Ele reprezintă 20—30% din costul total al investițiilor și trebuie înlocuite la fiecare 3—5 ani.

Rolele se așază, de obicei, sub un unghi de 20—30°. Ele nu se mai montează la distanțe egale, ci se îndesesc în zonele de încărcare și se răresc pe măsură ce se apropie de punctul de tensiune maximă, deoarece, cu cît banda este mai întinsă, cu atît suportă mai ușor, prin ea însăși, sarcina.

În ceea ce privește ungerea, ea este asigurată cu băi de ulei perfect etanșe, care nu necesită intervenția omului.

Unghiul de înclinare al rolelor rămîne fixat la 20°, întrucît acesta asigură o capacitate convenabilă, fără să rezulte o oboseală excesivă a părții mobile la pliere. Soluția constructivă cu trei role, de lărgime egală este cea mai corectă.

Se remarcă totuși tendința de a se mări unghiul de înclinare de la 20 la 30°, ceea ce aduce o sporire a capacității de transport cu circa 30%. Se pare totuși că mărirea unghiului de înclinare al rolelor antrenează flexiuni vătămătoare în bandă.

Pentru reducerea frecării, formula aproape unanim adoptată rămîne aceea a rulmenților cu bile sau role în băi etanșe cu ulei. Menționăm totuși sistemul „Limberoller", cu role de material plastic, în special de neopren, care se sprijină direct pe axul de rulare, fără cuzineți (fig. 4).

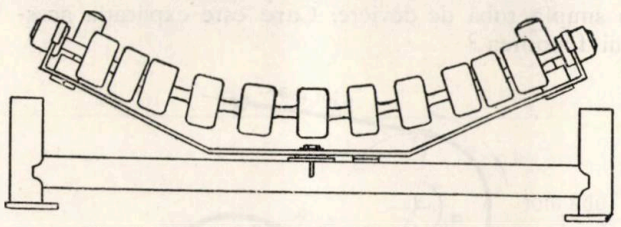


Fig. 4. Bandă cu role fixate pe cablu.

Acest sistem constă dintr-o serie de discuri de neopren montate pe un ax din cablu de oțel, care pivotează la cele două extremități pe doi rulmenți. Sistemul constituie un amortizor de șoc și asigură, în același timp, o suspensie perfectă. Infrastructura este astfel concepută încît permite instalarea și demontarea cu rapiditate. Economia în greutate reprezintă 2/3 față de infrastructura benzilor clasice.

Sistemul de acționare. În privința modului de acționare a tamburilor, se remarcă tendința de a

se aşeza motorul în interiorul tamburului. Această soluţie prezintă două avantaje : micşorează gabaritul capului de acţionare şi sporeşte randamentul motorului prin reducerea la minimum a frecărilor rezultate din celelalte sisteme de transmisii intermediare.

Pentru mărirea unghiului de înfăşurare şi sporirea tensiunii în bandă, o soluţie mai simplă decît înmulţirea tamburilor este adăugirea unei benzi de apăsare, montată în modul arătat în figura 5.

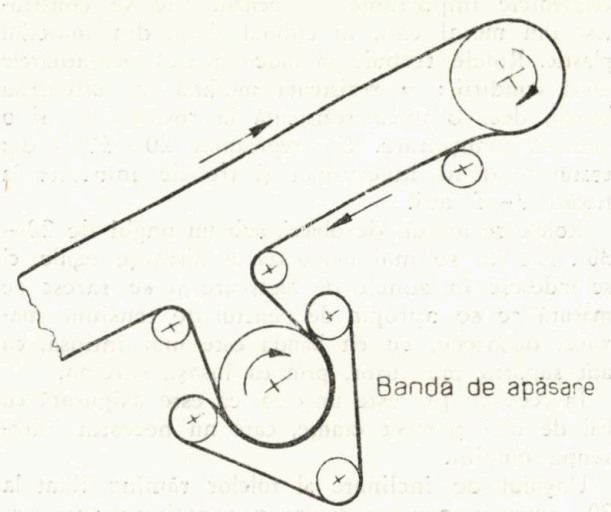


Fig. 5. Mărirea tensiunii cu ajutorul benzii de apăsare.

Aici este locul să vorbim de sistemul de acţionare planetar, aplicat atunci cînd este vorba de o acţionare dublă. Principiul care stă la baza acestui mod de acţionare constă în aceea că puterea necesară punerii în mişcare a transportorului se repartizează egal pe cei doi tamburi, care devin astfel, amîndoi, motori. La sistemul de acţionare cu angrenaj de roţi dinţate, s-a observat că, puţin timp după pornire, tensiunea în bandă de pe cel de-al doilea tambur slăbeşte din ce în ce, pînă ce acesta începe să patineze, ceea ce denotă că acest tambur încetează de a avea un rol motor şi rămîne o simplă tobă de deviere. Care este explicaţia acestui fenomen ?

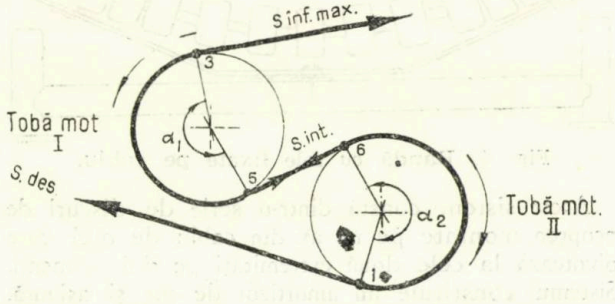


Fig. 6. Sistem de ghidare cu role fără cuzineţi.

Fenomenul se datorează elasticităţii benzii de cauciuc. Aceasta, la trecerea peste prima tobă, suferă o alungire oarecare, care, acumulîndu-se în timp, are ca efect micşorarea vitezei periferice a acestui tambur. Dacă toba *I* (fig. 6) s-ar încărca cu cuplul motor, atunci, de pe această tobă, banda de cauciuc ar coborî cu o viteză mai scăzută decît aceea cu care s-ar urca pe toba *II*, ceea ce însă nu permite modul fix de acţionare care face ca cele două tobe să funcţioneze cu aceeaşi viteză periferică. Din această cauză, toba motoare *II* trebuie să înfăşoare, în unitatea de timp, o lungime mai mare de bandă decît aceea ce se desfăşoară de pe toba *I*. Acest fapt dă naştere la o creştere de tensiune în bandă, în porţiunea dintre cei doi tamburi, tensiune care se manifestă la periferia tamburului *I*, care neputînd să facă faţă creşterii forţei periferice, rezultată în acest spor de tensiune, determină patinarea benzii pe acest tambur. Aceste alunecări au ca efect, pe de o parte, degradarea rapidă a benzii, prin şocurile puternice pe care este chemată să le suporte, iar pe de altă parte reducerea cuplului motor la o singură tobă motoare.

Pentru evitarea acestui inconvenient, la proiectarea benzii de 1 000 t/h, pentru exploatarea de lignit de la Rovinari, proiectanţii de la IPROMIN au pus la punct un sistem de acţionare cu axe planetare. Acest sistem permite încărcarea ambelor tobe motoare, fără pericolul apariţiei fenomenului de alunecare, care apare la sistemul de acţionare obişnuit şi care scoate din funcţiune una dintre tobele motoare.

Datorită roţilor satelite din ansamblul transmisiei, se obţine o reducere automată a mişcării tobei motoare *II*, pînă la o valoare pentru care viteza periferică a ei se egalează cu viteza pe care o are banda de cauciuc la coborîrea de pe toba *I*, făcînd astfel să se păstreze o tensiune constantă în porţiunea de bandă cuprinsă între cele două tobe motoare.

În acelaşi timp, transmisia planetară distribuie celor două tobe cupluri motoare de valori diferite. Calculele au arătat că, pentru a se realiza o încărcare maximă a transportorului, cele două cupluri motoare trebuie să se găsească în proporţie de 75% pentru toba motoare *I* şi 25% pentru toba motoare *II*. Prin realizarea acestui sistem de transmisie s-a făcut un mare progres în tehnica construirii transportoarelor cu dublu cap de acţionare [5].

În alte state, această problemă s-a rezolvat prin acţionarea independentă a celor doi tamburi, cu ajutorul unor motoare separate, al căror raport de putere este egal cu $e^{\mu\alpha}$. Acesta este aşa-numitul sistem de acţionare prin compensare, care însă dă rezultate mai puţin bune decît sistemul de transmisie cu axe planetare, deoarece este greu să se poată determina exact raportul funcţional necesar între cele două motoare, aşa cum rezultă din funcţia logaritmică de mai sus.

Întinderea la benzile de mare metraj nu se mai face mecanic, prin sistemul clasic cu contragreutăţi, ci cu ajutorul unui servomotor, comandat de un diferenţial electric, care stabileşte diferenţa de tensiune între doi indicatori, creată de un generator de curent alternativ. Forţa de acţionare dată de motorul electric este transmisă printr-un manşon

de fricțiune hidraulic, avînd cutia de viteze cu raportul de transmisie 1:1 și un manșon moale la axul tobei de acționare.

Descărcarea. Cu privire la sistemul de descărcare s-au găsit soluții tehnice care permit descărcarea nu numai la capătul ei, dar și pe traseu.

Descărcarea benzii pe traseu se face cu ajutorul unui cărucior mobil de alimentare, compus dintr-un buncăr de evacuare și un sistem de role de ghidare, care silesc banda să se ridice și să verse produsul în buncărul de deversare (fig. 7).

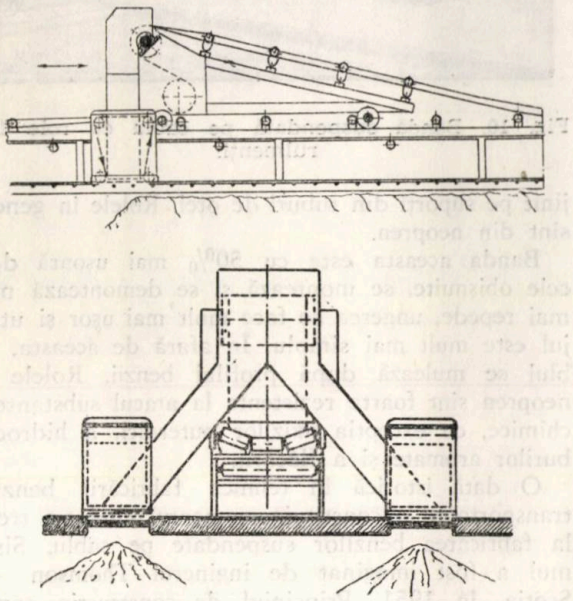


Fig. 7. Cărucior de deversare.

Căruciorul este montat pe șine sau pe un tren cu șenile, astfel încît se poate deplasa și fixa în punctul în care este necesar să se facă descărcarea.

Descărcarea cu ajutorul căruciorului deversor necesită o curățire perfectă a benzii, care nu se poate realiza din cauza distanței prea scurte dintre cei doi tamburi. De aceea trebuie să se mărească cît mai mult distanța între tamburul de vărsare și tamburul de întoarcere, ceea ce mărește însă înălțimea punctului de deversare și scumpește utilajul.

II. Diverse tipuri de benzi

a) Benzi curbilinii

Datorită unui sistem constructiv original s-a reușit să se realizeze benzi transportoare capabile să se deplaseze la orice denivelări ale solului.

Banda transportoare în curbă este prevăzută cu pliuri transversale, așezate între punctele unde se fixează covorul benzii de dispozitivul de antrenare. La curbe, pliurile exterioare se desfac, și astfel banda se înscrie în curbă.

De obicei, aceste benzi se construiesc cu marginile ridicate, ca să permită încărcarea suficientă a benzii și să asigure stabilitatea materialului (fig. 8).

Din aceste benzi s-a construit și un tip ușor, ale cărui tronsoane sînt montate pe un șasiu mobil pe cărucior tras de un tractor obișnuit.

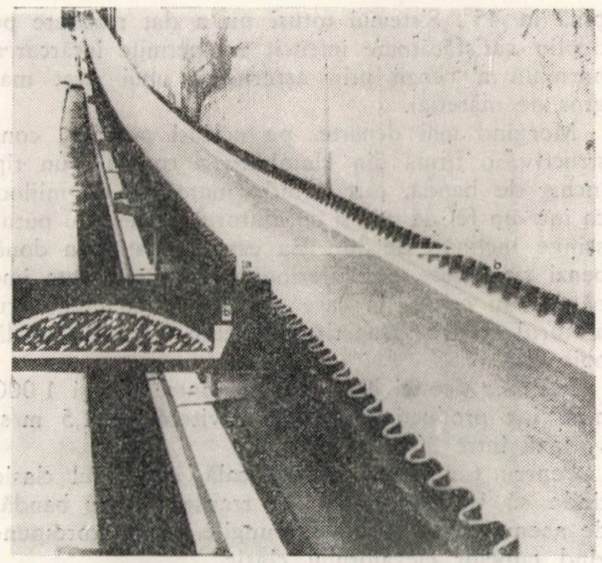


Fig. 8. Bandă de cauciuc cu marginea gofrată.

Deversarea materialului într-un anumit punct este asigurată prin înclinarea într-o parte a benzii. Pentru aceasta, rolele pe una din părți sînt ridicate în porțiunea respectivă, la un nivel suficient de ridicat ca să asigure rostogolirea materialului în partea opusă [6].

b) Benzi cu lamele

O varietate a benzilor cu raclete o formează benzile cu lamele, care au fost expuse la expoziția din Hanovra din 1954. Acestea se pot înscrie pe un traseu curb și suportă înclinări pînă la 30° [7].

Pînza transportoare este formată din lamele de oțel sau plăci metalice în formă de jgheab, acoperite cu o fîșie de cauciuc, care are în spațiul dintre lamele cute transversale.

Elasticitatea mare a acestui tip de bandă permite deplasarea ei în curbe cu raza pînă la 3 m sau chiar în spirală.

Acest mod de montare îngăduie funcționarea lor cu înclinări foarte mari.

Marginile lamelelor sînt ridicate în sus pentru a permite să se transporte și materiale pulverulente.

Efortul de întindere este preluat de un lanț cu inele eliptice, așezat sub bandă.

Descărcarea materialului se face nu numai la capătul benzii, dar și lateral, prin înclinarea benzii pe o parte în anumite puncte ale ei.

Vitezele realizate de aceste benzi sînt relativ mici, variind între 0,8 și 1,35 m/s.

Cu o bandă de 800 mm s-a realizat o productivitate de 200, 250 sau 300 m^3/h.

Acest gen de transportoare sînt mult mai rezistente la uzură decît cele cu suprafața netedă.

c) Benzi cu nervuri

Pentru a se realiza înclinări mai mari la transportul pe bandă s-au imaginat diferite sisteme.

Astfel s-au construit benzi prevăzute cu niște nervuri transversale, care opresc materialul să curgă. În modul acesta s-a putut realiza o înclinare

pînă la 45°. Sistemul totuşi nu a dat rezultate pe deplin satisfăcătoare întrucît nu permite încărcarea normală a benzii prin aşternerea unui strat mai gros de material.

Mergînd mai departe, pe acelaşi principiu constructiv, o firmă din Hamburg a construit un tip închis de bandă, care prinde materialul la mijloc, ca într-un fel de tub, şi cu ajutorul căreia s-au putut atinge înclinări de 80°. Ea este formată din două benzi suprapuse, cea inferioară avînd suprafaţa împărţită în celule, în care se fixează materialul cu ajutorul benzii acoperitoare, care este o bandă obişnuită.

Lăţimea acestei benzi variază între 400 şi 1 000 mm, iar productivitatea, la o viteză de 1,5 m/s, variază între 30 şi 185 m^3/h.

Pentru transportul la verticală, elevatorul clasic tinde să fie înlocuit cu un transportor cu bandă, de asemenea de tipul 2, pungile benzii corespunzînd cupelor elevatorului clasic.

Aceste benzi se fabrică şi într-o execuţie deschisă, adică cu pungile la zi. Prin fixarea rigidă a părţilor laterale, pungile obţin o formă uniformă, care permite ca încărcarea lor cu materialul de transportat să se facă uşor (fig. 9) [8].

Fig. 9. Bandă cu celule.

d) Benzi pe cablu

Un pas înainte în industria benzilor transportoare a fost făcut prin trecerea la fabricarea benzilor pe cablu. Această inovaţie constructivă s-a dezvoltat în două etape. Mai întîi s-au fixat numai rolele pe cablu, cablurile fiind fixate de cadrul metalic, uşurîndu-se astfel ansamblul constructiv. Apoi s-a modificat radical sistemul constructiv, trecîndu-se funcţia preluării sarcinii materialului transportat asupra cablurilor de susţinere.

Deosebirea între primul tip şi benzile obişnuite constă în aceea că rolele, în loc să fie fixate pe un cadru fix, sînt fixate pe două cabluri de oţel (fig. 10) susţinute pe un schelet rigid, dar uşor, spri-

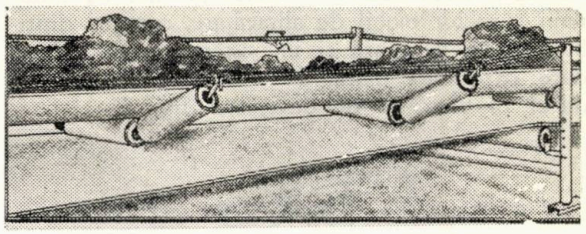


Fig. 10. Bandă suspendată pe cablu cu role fără rulmenţi.

jinit pe suporţi din tuburi de oţel. Rolele în general sînt din neopren.

Banda aceasta este cu 50% mai uşoară decît cele obişnuite, se montează şi se demontează mult mai repede, ungerea se face mult mai uşor şi utilajul este mult mai simplu. În afară de aceasta, cablul se mulează după profilul benzii. Rolele de neopren sînt foarte rezistente la atacul substanţelor chimice, cu excepţia oxizilor puternici, a hidrocarburilor aromate şi a flăcării.

O dată istorică în tehnica fabricării benzilor transportoare o constituie momentul cînd s-a trecut la fabricarea benzilor suspendate pe cablu. Sistemul a fost imaginat de inginerul Thomson din Scoţia, în 1951. Principiul de construcţie constă în aceea că cele două cabluri laterale, pe care se reazemă banda, preiau toată sarcina şi suportă toată forţa de întindere, iar banda serveşte numai ca organ de susţinere şi se află sub o tensiune foarte mică, capabilă să-i asigure numai aderenţa ei la tobe.

Datorită acestei situaţii, banda se poate executa cu o singură inserţie, chiar dacă este lucrată din ţesătură de bumbac.

Banda este întărită prin plăci de oţel aşezate transversal şi prinse în locaşe speciale. Acestea sînt fixate, prin vulcanizare, în stratul de cauciuc. Plăcile, din oţel de arc, cu grosimea medie de 5 mm, sînt aşezate la distanţă de 700—1 200 mm. Ele asigură susţinerea şi prinderea benzii de cabluri.

Cablurile purtătoare sînt antrenate pe roţi cu şanţuri, care asigură mişcarea lor prin fricţiune. Elementele portante pot fi depărtate la distanţă de minimum 5 m.

Sub greutatea materialului, banda capătă o săgeată de maximum 40 mm şi ia o formă de jgheab. Jgheabul de alimentare este de obicei tăiat în coadă de rîndunică, ceea ce face să cadă mai întîi materialul mărunt, formînd un strat care protejează banda împotriva şocurilor pe care i le dă căderea bolovanilor mari.

Banda suspendată funcţionează astfel : ea se mişcă împreună cu cablul transportor, cu care formează un singur tot, prin intermediul plăcilor transversale. Nu se produce nici un fel de alune-

care a saboților pe cablu, chiar atunci cînd banda circulă cu o înclinare de 19°.

Cele două cabluri se montează cu cablajele așezate invers, pentru a se evita răsucirea lor în timpul lucrului.

Pentru a mări suprafața de contact a cablului cu suprafața roților de alunecare, se folosesc, în general, cabluri formate din sîrmă de secțiune triunghiulară, dispusă în nouă toroane, avînd o rezistență la rupere de 15,5 t/cm.

Un sistem special de ghidare asigură așezarea din nou a benzii pe cablu, după ce a ocolit toba de acționare.

Dispozitivul de transmisie și capul de întindere realizează întinderea fiecărui cablu în parte, ca și pe aceea a benzii transportoare. Față de numărul rolelor de la benzile de transport obișnuite, numărul roților de ghidare este cu 60—80% mai mic.

Motoarele de acționare se deconectează automat de cîte ori banda este supraîncărcată. Transportorul este prevăzut și cu un dispozitiv automat de oprire.

De o parte și de alta se pot monta poduri, de asemenea suspendate, pentru circulația personalului de control, sprijinite direct pe traversele reazemelor care susțin rolele sau pe o ramă mobilă, suspendată cu alte cabluri.

S-au realizat benzi transportoare de acest tip cu lățimea pînă la 2 200 mm, circulînd cu o viteză pînă la 4,2 m/s și avînd o productivitate de 5 500 m^3/h. Acest sistem de benzi este recomandabil pentru distanțe lungi. Lungimea tronsoanelor unui asemenea transportor este limitată de unghiul pe care-l face cablul pe reazemele extreme.

Cel mai lung transportor, de acest tip, are o lungime de 3 035 m, cu o diferență de nivel de 170 m. El funcționează cu un debit de 400 t/h, fiind acționat de un motor de 400 CP.

Limita maximă ce se poate atinge este determinată de diametrul cablului. Diametrul maxim atins este de 45 mm.

Un alt tip de bandă pe cablu este tipul fără role de susținere, construit după principiul funicularului. Banda se pliază sub apăsarea materialului, împiedicînd astfel căderea lui (fig. 11). Ea se prinde de cablul portant cu lanțuri sau cu alte cabluri

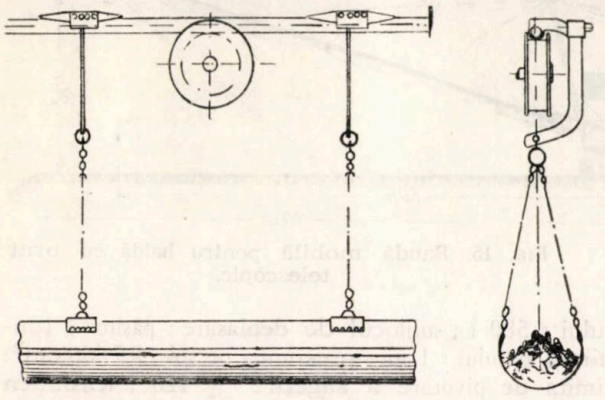


Fig. 11. Bandă transportoare pe cablu fără role.

subțiri. Descărcarea materialului este asigurată prin trecerea benzii peste o șa, care ridică partea centrală a benzii și silește materialul să se reverse lateral. Capacitatea cea mai mare realizată pînă azi la benzile pe cablu este de 1 500 t/h.

În general, benzile obișnuite se montează cît mai aproape de suprafața solului. Deci ele nu pot funcționa decît în teren plan sau cu mici diferențe de nivel. În schimb, benzile pe cablu sînt indicate pentru terenurile accidentate, în care montarea unei benzi pe suporți ficși nu apare economică.

În rezumat, avantajele benzilor transportoare pe cablu sînt următoarele :

1. Sarcinile de întindere fiind preluate în întregime de cablurile purtătoare, banda se poate fabrica cu o singură inserție, ceea ce micșorează mult prețul de cost. Pentru același motiv, banda poate continua să funcționeze chiar cînd a atins un grad de uzură avansat.

2. Durata de serviciu a benzii este mai mare prin faptul că, aceasta stînd fixă pe cablu, se evită loviturile la care este supusă banda la trecerea materialului peste role, ceea ce micșorează foarte mult uzura ei. De asemenea se evită uzura provenită din cauza patinării benzii pe tambur, precum și aceea datorită frecării marginilor benzii de organele fixe.

3. Dispar frecările și șocurile pe role, de unde rezultă o reducere importantă a consumului de energie, ceea ce reduce prețul de cost.

4. Se reduce numărul muncitorilor necesari pentru deservirea utilajului, a cărui întreținere este foarte ușoară.

5. Aceste benzi se pot monta pe trasee mult mai lungi, ceea ce nu se poate realiza cu benzile obișnuite și în terenuri foarte accidentate.

6. La lățimi egale, au capacitate mai mare de transport decît benzile obișnuite, din cauza formei lor de albie.

7. Pentru lungimi mai mici de 180 m, revin mai scumpe decît benzile obișnuite, dar peste această distanță sînt mai avantajoase, atît din punctul de vedere al investițiilor cît și al cheltuielilor de exploatare.

e) Benzi vibratoare

În timpul din urmă se dă preferință, în anumite situații și pentru anumite materiale, benzilor vibratoare. La acest tip de benzi, materialul este împins, în direcția în care trebuie să înainteze, cu ajutorul unor vibrații imprimate benzii, de o anumită amplitudine și direcție.

Acest tip de bandă prezintă avantajul că nu uzează aproape de loc covorul, din cauză că particulele de material care se transportă ating foarte puțin și aproape fără frecare suprafața benzii transportoare.

Pentru ca sistemul să funcționeze, se cere ca greutatea materialului de transport să nu depășească pe aceea a sistemului în vibrare.

Pentru o masă dată și o anumită secțiune de transport, productivitatea benzii depinde de viteza de alunecare a materialului pe jgheab, iar aceasta

depinde de unghiul mișcării de vibrație, de frecvență și de amplitudinea vibrațiilor.

În primul sistem (fig. 12), banda în formă de jgheab și tub este prinsă cu două rînduri de suporți, unul elastic și celălalt fix, de un șasiu care este prins, la rîndul său, prin resorturi, la pămînt.

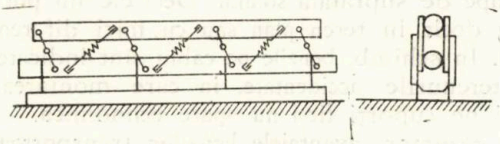


Fig. 12. Bandă vibratoare cu șasiu.

Resorturile de serviciu imprimă o mișcare de vibrație elementului de transport, iar resorturile de susținere, care se compun din lame de oțel, limitează cursa vibrațiilor.

Resorturile de cauciuc dau mai bune rezultate decît cele de oțel, întrucît sînt rezistente la suprasarcină și coroziune.

În cel de-al doilea sistem constructiv (fig. 13) s-a căutat să se înlăture șasiul de bază, care îngreunează utilajul și sporește volumul investițiilor.

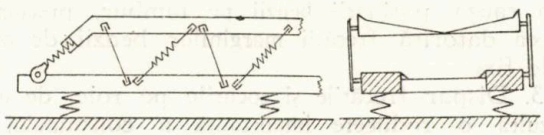


Fig. 13. Bandă vibratoare fără șasiu.

Prin montarea resorturilor de ghidare în modul arătat în desen, s-a reușit să se găsească o soluție care permite să se sprijine, pe fundație, două mase oscilînd una către alta, în poziția necesară față de direcția mișcării.

Sistemul acesta prezintă avantajul că se poate monta pe o fundație foarte ușoară, întrucît masele în vibrație se echilibrează reciproc. Într-adevăr, dacă masele M_1 și M_2, care oscilează una către alta, sînt egale, amplitudinile lor de vibrație sînt de asemenea egale, astfel că suporții, adică resorturile de sustinere, nu transmit fundației decît sarcini de reazem. În acest caz nu ia naștere în șasiu nici o forță reziduală care să-l supună la solicitările suplimentare vibratorii [9].

Masele în mișcare M_1 și M_2 pot fi astfel alese și calculate, încît cu o greutate constructivă mai mică, să se poată obține un randament maxim.

Benzile transportoare vibratorii pot fi folosite, în general, pentru materiale în vrac neadezive.

Ele sînt foarte indicate pentru transportul substanțelor inflamabile sau toxice, în care caz se recomandă ca construirea transportorului să aibă o formă închisă (tubulară).

De asemenea pot fi utilizate pentru transporturi verticale, folosindu-se, de preferință, forma de șurub sau de șarpe tubular.

Asemenea transportoare funcționează bine pînă la înălțimea de 6—8 m cu o productivitate care atinge 20 m³/h. Pentru înălțimi mai mari se pot cupla mai multe tronsoane.

f) Benzi pentru halde

În timpul din urmă se dă tot mai mare atenție benzilor special construite pentru halde. Punerea în exploatare a unor zăcăminte cu strate groase de copertă, din care rezultă cantități mari de steril, ce trebuie depozitat în halde, a impus necesitatea creării unor utilaje speciale pentru alimentarea acestor halde, care să aibă în același timp productivitate și mobilitate mare. De aceea s-au realizat benzi mobile pe șenile, cu lungimi de peste 100 m, capabile să descarce de la o înălțime de circa 20 m. Ele sînt formate, de obicei, din două

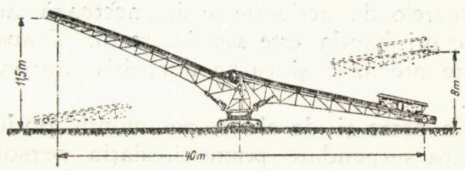


Fig. 14. Bandă transportoare mobilă pe șenile.

ramuri independente (fig. 14), pentru a se adapta mai ușor la diferite înălțimi de lucru. Unele tipuri sînt prevăzute cu un braț telescopic (fig. 15), care le permite să depoziteze materialul la distanțe variate fără să-și schimbe poziția.

Astăzi se fabrică aproape exclusiv tipul pe șenile, care are o mobilitate mult mai mare și poate să servească ușor marile excavatoare cu cupe.

Semnalăm următoarele tipuri fabricate azi de uzinele „Clement Gottwald" din Narodni Podnik — Ostrava (R.S. Cehoslovacă):

Tipul ZP-1500, cu următoarele caracteristici: lungimea brațului de aruncare: 55 m; lățimea benzii: 1,2 m; viteza benzii: 4,62 m/s; înălțimea de depozitare: 20 m; înclinarea benzii: 10°; randamentul teoretic: 1 500 m³/h; greutatea utilajului: 580 t; mijlocul de deplasare: pășitor; lungimea pasului: 1 m; presiunea pe sol: 0,7 kg/cm²; limita de pivotare a săgeții: ± 120°; tensiunea de alimentare: 6 kV; puterea absorbită de la rețea: 680 kW; tensiunea de lucru: 500 V.

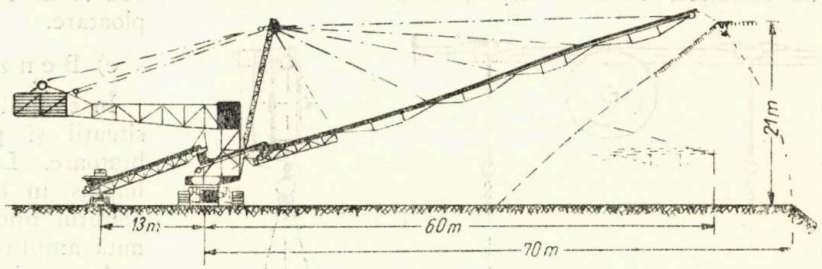


Fig. 15. Bandă mobilă pentru haldă cu braț telescopic.

Tipul Z-1650, cu următoarele caracteristici: lungimea brațului: 57,5 m; înălțimea de depozitare: 14,5 m; limita de pivotare a săgeții: 270°; ran-

damentul teoretic : 1 650 m^3/h ; capacitatea lingurii : 1 100 l ; greutatea utilajului : 560 t ; mijlocul de deplasare : pe şine ; ecartamentul căii : 1 435 mm ; presiunea pe sol : 0,93 kg/cm^2 ; tensiunea de alimentare : 6 kV ; puterea absorbită : 750 kW.

Tipul ZD-2100, cu următoarele caracteristici : lungimea braţului : 70 m ; înălţimea de depozitare : 10 m ; limita de pivotare a săgeţii : 240° ; randamentul teoretic : 2 100 m^3/h ; capacitatea lingurii: 1 200 l ; greutatea utilajului : 1 180 t ; mijlocul de deplasare : pe şine ; ecartamentul căii : 1 435 mm ; presiunea medie pe sol : 1 kg/cm^2 ; tensiunea de alimentare : 6 kV ; puterea absorbită : 1 200 kW.

Ultimele două tipuri se deosebesc de primul nu numai în ceea ce priveşte mijlocul de deplasare a utilajului, dar şi modul de alimentare. În timp ce tipul ZP-1500 poate să preia numai material adus cu o bandă transportoare, tipurile Z-1650 şi ZD-2100 iau materialul dir ct de la sol, cu ajutorul unei roţi cu cupe. Deci aceste tipuri pot face, eventual, şi oficiul de excavator.

g) Benzi pentru transportul persoanelor

În timpul din urmă a luat o dezvoltare din ce în ce mai mare construcţia transportoarelor cu bandă pentru persoane, asa-numitele trotuare mobile, pentru deservirea centrelor aglomerate ca : gări, aeroporturi, stadioane, magazine universale, teatre etc. Uzinele „Sandwick" din Suedia fabrică în mod curent asemenea benzi. Ele se fac, de obicei, din oţel, acoperit cu un strat de cauciuc.

Lăţimea medie pentru o persoană este de 600 mm. Pentru transportarea a două persoane este necesară o lăţime de 1 000 mm.

Pentru siguranţa transportului sînt prevăzute cu balustrade mobile.

Banda se deplasează pe role mobile, aşezate la marginea ei la distanţă de maximum 900 mm.

Acţionarea se face ca la celelalte benzi, cu motorul aşezat în interiorul tamburului.

Viteza medie a acestor benzi este de 2,5 km/h. La această viteză, capacitatea de transport atinsă este de 3 600 persoane/oră pentru o bandă simplă sau 7 200 persoane/oră pentru o bandă dublă. Lungimea maximă realizată a fost de 1,4 km.

În prezent se studiază construirea unor asemenea benzi, de mare viteză, prevăzute cu cabine pentru pasageri. Problema dificilă este aceea a urcării pietonilor pe bandă. Pentru aceasta se montează mai multe benzi laterale, care circulă paralel cu banda principală, cu viteze crescînde. Trecînd succesiv pe benzi cu viteze sporite, pietonii ajung, fără greutate, pe banda principală.

Scările mobile circulă de obicei cu o viteză de 0,5 m/s pentru a permite urcarea şi coborîrea pietonilor de pe bandă. Înclinarea acestor trotuare variază între 30 şi 35°.

În prezent, pentru uşurarea lucrărilor de montaj, fabricarea acestor trotuare se face pe tronsoane prefabricate, a căror montare se efectuează foarte uşor, cu mare economie de manoperă. Montarea unui asemenea panou se face între 4 şi 6 zile [10].

III. Realizări în R.P.R.

La noi în ţară, transportul cu benzi s-a aplicat, atît în minele de cărbuni cît şi în exploatările la zi pentru cărbunii de la Rovinari şi Vărghiş, pentru transportul sterilului şi al cărbunilor.

Lungimea cea mai mare de bandă realizată este de 530 m la o lăţime de 1 000 mm şi o viteză de 1,4 m/s, la cariera Rovinari.

În 1958 s-a proiectat de IPROMIN şi în 1959 a intrat în funcţiune o bandă de transport cu lăţimea de 1 m, cu două tobe motoare de cîte 800 mm, care poate să fie echipată fie cu un electromotor de 75 kW, fie cu unul de 40 kW.

În primul caz se realizează o productivitate de 1 000 t/h, la o viteză de 2,06 m/s, iar în cel de-al doilea caz o productivitate de 310 t/h, la o viteză de 1,37 m/s.

Prima bandă s-a proiectat pentru transportul sterilului, iar cea de-a doua pentru transportul cărbunelui.

De asemenea Institutul de proiectări al Ministerului Construcţiilor şi Materialelor de Construcţii a proiectat o substructură metalică de bandă, construită din fier profilat, sudat, a cărei greutate este de circa 80 kg/m. Se caută să se determine lungimea optimă a tronsoanelor, astfel încît să poată corespunde situaţiilor de lucru celor mai variate.

Deocamdată această bandă va fi montată pe stîlpi metalici. Pentru exploatarea Rovinari însă, uzinele „Progresul" — Brăila au executat o suprastructură metalică formată din tronsoane de 5 m, montată pe sănii, astfel încît să se poată ripa uşor.

Tot la I.P.C.M.C. se studiază primul tip de bandă proiectoare, care va lucra cu trei viteze diferite. Această bandă va deservi o haldă de calcar mărunt la fabrica de ciment de la Turda.

IV. Concluzii privind benzile transportoare şi căile de dezvoltare a tehnicii construcţiei lor

Avantajele principale ale transportoarelor cu bandă, faţă de celelalte mijloace de transport, sînt următoarele :

— flux continuu, deci productivitate mare ;
— cheltuieli de întreţinere minime ;
— manoperă redusă ;
— adaptabilitate în terenuri accidentate.

Din examinarea materialului prelucrat se desprind următoarele concluzii în ceea ce priveşte căile de dezvoltare a tehnicii construcţiei acestor utilaje de transport :

— Sporirea capacităţii de transport, prin creşterea vitezei de circulaţie a covorului benzii şi lărgirea lui la lăţimi de peste 1 m. În felul acesta, capacitatea benzilor transportoare a fost ridicată la nivelul capacităţii de producţie a marilor excavatoare cu roată port-cupe, adică la capacităţi variind între 3 000 şi 14 000 m^3/h.

— Înlocuirea cauciucului cu material plastic, în scopul sporirii rezistenței covorului și al ușurării greutății specifice, pe unitatea de suprafață, precum și al reducerii prețului de cost.

— Adoptarea de metode constructive noi, cum sînt benzile cu nervuri și cele cu pungi, ceea ce a permis utilizarea acestor utilaje la înclinări foarte mari, tinzînd să înlocuiască elevatoarele cu cupă, utilaje greoaie și cu productivități reduse.

— Răspîndirea, pe scară tot mai largă, a benzilor vibratoare, utilizate mai ales pentru transportarea materialelor pulverulente, în special a celor inflamabile sau toxice.

— Apariția tipurilor de benzi suspendate pe cablu, care se adaptează la terenurile cele mai accidentate și care, prin trecerea sarcinii asupra cablurilor, permit folosirea unui covor de rezistență mult mai redusă și înlăturarea scheletului metalic de susținere, contribuind astfel la o reducere importantă a costului specific al utilajului [11].

Bibliografie

[1] Yu At. *12 km lange Bandlage für Erz in Süd-Amerika.* În: Fördern und Heben, nr. 8, 1961, Krauskopf Verlag, Wiesbaden.

[2] Melnikov. *Despre utilajele cu funcționare continuă în exploatările la zi.* În: Mehanizațiia i avtomatizațiia proizdvostva, nr. 1, 1959.

[3] Teilnac, J. *L'évolution des convoyeurs à bande.* În: Annales des mines, iunie 1957, Compagnie française d'éditions.

[4] *** *La manutention par transporteurs cable-belt.* În: Manutention, iunie-iulie, 1956.

[5] Hoepfner, V. *Acționarea rațională a transportoarelor cu două tobe motoare la același motor electric.* În: Revista Minelor, nr. 5, 1961.

[6] Hörth, R. *Raumkurvendband und leichter Ausführung.* În: Fördern und Heben, nr. 6, 1956, p. 519.

[7] Iohansen, H. *Perfecțiuni aduse benzilor transportoare.* În: Schlägel und Eisen, nr. 4, 1953, Düsseldorf, Karl Marklein.

[8] Horst, Becker. *Mașini de ridicat și mijloace de transport.* În: Baumaschine und Technik, nr. 7, 1958 (trad. C.D.T.-T. 569).

[9] Servetz, M. H. *Technique des transporteurs par vibrations.* În: Manutention, nr. 45, 1958, p. 91.

[10] Kahlman, W. G. *Fahrtrappen.* În: Fördern und Heben, 1962, număr festiv pentru tîrgul de la Hanovra, p. 232.

[11] Spivakovski, A. O. *Perspectivele dezvoltării și căile perfecționării transportului cu transportoare în carieră.* În: Cărbune și minerit, nr. 4, 1961, p. 196.

Aspecte actuale și progrese realizate în prepararea sării geme

Ing. M. Dogaru

O dată cu creșterea consumului de sare in industrie și cu cerințele privind calitatea sării comestibile, tehnica preparării sării a căpătat o deosebită importanță.

Consumul mondial actual de sare, după statisticile oficiale, reprezintă 65—70 milioane tone pe an și în unele țări a crescut cu 100—200% față de anul 1950.

Europa produce circa 50% din consumul mondial de sare gemă.

Uniunea Sovietică extrage în cantitate mare mai mult sare din lacuri sărate, sau sare marină, iar zăcămintele pe care le posedă le exploatează în primul rînd sub formă de soluție ca materie primă pentru industria chimică.

În ceea ce privește tehnica preparării sării marine, în U.R.S.S. s-au obținut realizări remarcabile și s-au creat institute speciale, care se ocupă exclusiv cu problemele de preparare a sării. S-a reușit să se obțină sare de calitate tot atît de bună ca și în instalațiile de evaporare și la un preț de cost mult mai mic.

În articolul de față ne vom limita însă numai la problemele care privesc prepararea sării geme, aceasta constituind cea mai mare rezervă de sare a țării noastre, care a făcut ca instalațiile de preparare existente la noi să fie profilate numai pentru această sare.

Sarea extrasă din mină, prin metodele de exploatare cu camere și stîlpi, se compune, la salinele noastre, dintr-un amestec cu o granulație de 0—300 mm. Materialul mărunt pînă la 20 mm rezultă de la havaj, împușcare și sfărîmare și reprezintă un procent de circa 20% din cantitatea totală de sare extrasă.

La noi, din totalul de sare solidă extrasă, circa 25% se valorifică în bulgări, acest procent reducîndu-se foarte puțin de la an la an, datorită mai mult unor motive de ordin tradițional.

Cea mai mare cantitate de sare extrasă trebuie însă supusă unui proces de preparare mecanică, care are ca scop, în cele mai multe cazuri, obținerea unor clase granulometrice cuprinse, în genere, între 0 și 20 mm.

Dintre acestea, cele care trebuie să rezulte într-un procent cantitativ mai mare sînt clasele 0,2—4 mm.

Conținutul de NaCl al acestor produse trebuie să fie între 97 și 99,9%. Ambele condiții, de granulometrie și conținut chimic, sînt impuse de consumul industrial și alimentar.

Ținînd seamă de aspectul mineralogic și de conținutul chimic mediu al zăcămintelor de sare, metodele de preparare mecanică se pot grupa în două categorii :

I. Metode de preparare pentru sarea pură (curată), care constau din sfărîmare și clasare volumetrică.

II. Metode de preparare pentru sarea impură, în care se ține seamă de toate carcteristicile fizico-chimice ale sării, și care constau din operații mult mai complexe, ce o apropie, cu excepția metodelor prin dizolvare, de prepararea minereurilor sau rocilor nemetalifere.

Prin sare pură se înțelege sarea gemă cu un conținut de 98—99,9% NaCl și 0,1—2% alte minerale

însoţitoare, ca: ghips, anhidrit, marnă, argilă, oxizi de fier, gaze şi alte săruri; prin sare impură — sarea de zăcămînt, cu un conţinut sub 97% NaCl, avînd mineralele însoţitoare într-un procent mai mare de 3%.

Din punct de vedere chimic, impurităţile se grupează în săruri solubile ale metalelor alcaline şi alcalino-pămîntoase, în substanţe insolubile şi în hidrocarburi, azot, oxigen şi bioxid de carbon.

Dintre acestea, cele care au influenţă negativă asupra proceselor fizico-chimice industriale, cît şi asupra alimentaţiei, sînt insolubilele, iar dintre sărurile solubile — SO_4Ca (puţin solubil), $MgCl_2$ şi $CaCl_2$. Gazele se degajă în timpul împuşcării şi al operaţiilor de sfărîmare. Impurităţile influenţează de asemenea şi culoarea sării.

Sarea cu un conţinut cuprins între 97 şi 98% NaCl este socotită de calitate medie şi se poate valorifica, condiţionat de un claubaj atent în subteran, prin aceleaşi metode de preparare ca şi sarea pură.

Conţinutul-limită de impurităţi pentru valorificarea industrială a sării, în cazul cînd conţine numai anumiţi componenţi secundari (în general săruri solubile), este cuprins între 5 şi 6%; peste 6%, nici o ţară nu foloseşte sarea fără îmbogăţire a conţinutului de NaCl şi o reducere a celorlalţi componenţi secundari.

Zăcămintele de sare pură în exploatare din ţară sînt cele de la Slănic şi Ocna-Dej, iar de sare impură — zăcămintele de la Ocnele Mari, Praid, Ocna-Mureş şi Cacica. Zăcămîntul de la Tg.-Ocna este de calitate medie.

În prezent, în alte ţări, se fac cercetări foarte interesante pentru găsirea unor noi metode de preparare a sării şi de îmbogăţire a tehnologiei existente. Se urmăreşte să se stabilească metode de preparare care să ţină seamă de conţinutul chimic şi de structura zăcămintelor şi prin a căror aplicare să rezulte produse cît mai pure, corespunzătoare cerinţelor actuale.

În ceea ce priveşte prepararea sării solide, în ţara noastră se constată că, pînă în prezent, nu s-a utilizat decît o singură metodă, şi anume de sfărîmare şi clasare, sau numai sfărîmare, ceea ce înseamnă că nu s-a ţinut seamă în toate cazurile de caracteristicile mineralogice şi chimice ale zăcămintelor, şi ca urmare rezultă în cantitate mare unele produse puţin corespunzătoare industriei sau consumului alimentar.

În acest articol se încearcă să se prezinte cîteva aspecte privind prepararea sării la noi şi realizări din alte ţări şi se va insista asupra utilajelor noi care apar ca necesare şi în instalaţiile noastre.

I. Prepararea sării pure

Astăzi funcţionează în ţară şase instalaţii de preparare a sării solide, care cuprind în scheme două trepte de sfărîmare (primară şi secundară); se folosesc concasoare cu fălci sau concasoare cu ciocane pentru sfărîmarea primară şi valţuri sau dezintegratoare pentru sfărîmarea secundară.

Sortarea la unele dintre instalaţii se face pe ciururi vibrante, la altele pe ciururi oscilante, iar la altele nu se face de loc. Aceste instalaţii sînt, în majoritate, vechi şi uzate.

Cea mai reprezentativă instalaţie de preparare a sării pure din ţară, şi în acelaşi timp şi cea mai completă din punct de vedere tehnologic, este instalaţia de la Salina Slănic, Regiunea Ploieşti, construită în 1934 (fig. 1).

Schema acestei instalaţii prevede operaţii de sfărîmare, sortare, însilozare pe diferite clase granulometrice, cîntărire automată, iodare, împachetare şi depozitare.

Sfărîmarea primară a materialului brut este realizată în concasorul cu ciocane *3*, iar sfărîmarea medie a materialului de 4—20 mm — într-un grup de patru valţuri, *7*.

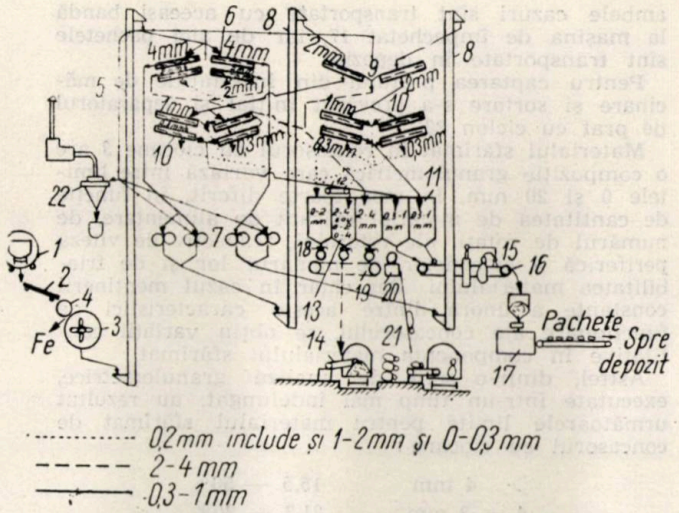


Fig. 1. Schema instalaţiei de preparare a sării de la Salina Slănic:

1 — culbutor; *2* — alimentator mobil; *3* — concasor cu ciocane; *4* — separator magnetic; *5* — elevator; *6* — ciururi vibrante cu ramă dublă; *7* — valţuri; *8* — elevatoare; *9* — ciururi vibrante universale cu ramă simplă; *10* — ciururi vibrante cu ramă dublă; *11* — silozuri pentru sarea clasată; *12* — bandă cu cîntar de înregistrare; *13* — siloz-tampon pentru sarea-vrac; *14* — bandă de încărcare cu sare-vrac în vagoane C.F.R.; *15* — instalaţie de iodare; *16* — bandă de transport şi iodare; *17* — maşină de împachetat; *18* — cîntare automate pentru încărcarea sacilor; *19* — bandă cu plăci de lemn pentru saci; *20* — bandă de transport din cauciuc; *21* — depozit pentru sarea în saci prevăzut cu benzi mobile şi cărucioare; *22* — separator de praf cu ciclon.

Sortarea după prima sfărîmare se face pe ciururile vibrante *6*, cu ramă dublă, avînd site cu ochiuri de 4 şi 2 mm.

Aceste ciururi sînt acţionate prin intermediul unor volanţi cu masă neechilibrată şi sînt prevăzute cu suporţi din arcuri-foi, care fac echilibrarea maselor în mişcare.

Sortarea fină, după a doua sfărîmare, se face pe ciururile vibrante universale *9* şi *10*, în circuit deschis. Ciururile *9* sînt prevăzute cu o singură ramă de sită cu ochiuri de 2 mm. Ciururile *10* au ramă dublă şi sînt prevăzute cu site cu ochiuri de 1 mm şi 0,3 sau 0,6 mm.

Trecerile şi refuzurile sitelor constituind clase cu o granulometrie cuprinsă între 0 şi 4 mm sînt captate de o reţea de jgheaburi de lemn închise, verticale sau înclinate, care conduc în silozurile pe clase *11*, prin cădere liberă.

În cazul cînd sarea se livrează în vrac, clasele 2—4, 0—2 sau 0—4 mm pot trece peste banda cu cîntar de înregistrare *12* sau pot merge direct în silozul-tampon *13* şi de aici, tot prin cădere, în vagoane C.F.R. Răspîndirea sării pe toată suprafaţa vagonului se face cu banda *14*, care se roteşte cu un unghi de 180°, sau manual.

Din silozurile *11*, în cazul cînd nu se livrează sare în vrac, clasele 0—2, 2—4 şi 0—4 mm pot fi încărcate în saci de 50 kg, cu ajutorul cîntarelor automate speciale *18*. Sacii încărcaţi sînt transportaţi prin intermediul benzii cu plăci de lemn *19* şi al benzii de cauciuc *20*, în depozitul *21*, căzînd pe un jgheab înclinat de lemn.

Din depozit, sacii sînt încărcaţi în vagoane C.F.R. cu ajutorul benzilor mobile sau al cărucioarelor.

Clasele 0,2—1 mm sau 0,3—0,6 mm, care constituie sorturile de sare fină de masă (superioare), pot fi iodate pe o bandă de cauciuc, cu ajutorul instalaţiei speciale *15*, sau pot fi livrate neiodate. În

ambele cazuri sînt transportate cu aceeaşi bandă la maşina de împachetat *17*, iar de aici pachetele sînt transportate în depozit.

Pentru captarea prafului din instalaţiile de măcinare şi sortare s-a prevăzut iniţial şi separatorul de praf cu ciclon *22*.

Materialul sfărîmat în concasorul cu ciocane *3* are o compoziţie granulometrică care variază între limitele 0 şi 20 mm, în mod foarte diferit, în funcţie de cantitatea de material mărunt de alimentare, de numărul de rotaţii ale rotorului, respectiv de viteza periferică a ciocanelor, de numărul lor şi de friabilitatea materialului. Dar chiar în cazul menţinerii constante a unora dintre aceste caracteristici de funcţionare ale concasorului, se obţin variaţii cantitative în componenţa materialului sfărîmat.

Astfel, dintr-o serie de analize granulometrice, executate într-un timp mai îndelungat, au rezultat următoarele limite pentru materialul sfărîmat de concasorul cu ciocane :

> 4 mm	15,5 — 50%
4 — 3 mm	21,7 — 30%
3 — 2 mm	14,6 — 8%
2 — 1 mm	18,4 — 5%
1 —0,6 mm	9,1 — 3%
0,6—0,3 mm	9,4 — 3%
< 0,3 mm	1,1 — 1%

Rezultatul sfărîmării sării în concasorul cu ciocane sugerează, ca o primă observaţie cu caracter general, posibilitatea sfărîmării sării într-un număr mai redus de trepte în maşini, din care să rezulte un material sfărîmat cît mai aproape de cerinţele cantitative de diferite granulometrii. Această problemă preocupă pe cercetătorii din alte ţări, primele rezultate favorabile fiind obţinute în noile tipuri de mori cu ciocnire.

Datorită faptului că materialul mai mare de 4 mm se găseşte între 15 şi 50% în sfărîmarea concasorului, şi de obicei mai aproape de limita inferioară, există o mare variaţie în debitul de alimentare a valţurilor care prelucrează această clasă.

Ca o consecinţă se reduce foarte mult recuperarea ulterioară a sorturilor superioare de sare cu granulaţie 1—0,3 mm, rezultate din a doua măcinare şi clasare.

Ciururile vibrante *6* cu site avînd ochiuri de 4 mm lucrează cu un randament bun. Nu se remarcă decît o supragranulaţie de 1,1—1,9% (din cantitatea totală a trecerii).

Măcinarea secundară în valţuri a materialului 4—20 mm nu rezolvă satisfăcător obţinerea unei cantităţi mari de granulaţii de 1—0,3 mm, chiar prin variaţia deschiderii sau turaţiei valţurilor. Dăm, spre exemplu, rezultatele unor numeroase analize granulometrice ale materialului sfărîmat de valţuri :

> 4 mm	— 0%
4 — 3 mm	— 0%
3 — 2 mm	— 1,4%
2 — 1 mm	— 9,3%
1 —0,6 mm	— 20,1%
0,6—0,3 mm	— 24,6%
< 0,3 mm	— 44,6%

Granulaţiile 0,3 — 1 mm reprezintă numai 44,7% din cantitatea măcinată de valţuri şi însumează aproape aceeaşi cantitate ca şi materialul sub 0,3 mm, supărător în timpul clasării şi nedorit pentru utilizare ca sare comestibilă (în special materialul 0—0,2 mm).

Cantitatea totală de material mărunt sub 0,3 mm la această instalaţie — avînd în vedere că aceasta rezultă şi din concasorul cu ciocane — reprezintă în medie 30% din materialul brut, în timp ce sorturile superioare reprezintă 10—20% din materialul brut ; prin cernere, însă, datorită randamentului scăzut al ciururilor, nu se recuperează decît 7—8% din capacitatea instalaţiei.

Instalaţia de desprăfuire cu ciclon *22*, care urma să separe granulaţia 0—0,2 mm, din interiorul maşinilor de măcinare şi clasare, nu reuşeşte să rezolve problema, din cauza conţinutului mare de praf, la care se adaugă neetanşeitatea tuburilor de aspiraţie şi umiditatea aerului.

Conţinutul de sare-praf în produse are un caracter general la salinele noastre (la unele saline există un conţinut de praf în produse chiar mai mare decît la Salina Slănic).

Pînă în prezent nu s-a întreprins nici o măsură eficace pentru reducerea sau înlăturarea lui. Este adevărat că, reprezentînd o cantitate mare, se pune problema valorificării lui industriale, aşa cum se procedează şi în alte ţări.

După cum ştim, industria din ţara noastră nu este obişnuită cu utilizarea prafului, deşi din punct de vedere tehnologic nu ar constitui un impediment. Pentru lărgirea posibilităţilor de utilizare a prafului se mai pune şi problema brichetării lui ; în acest caz, praful poate fi tratat cu diferite substanţe sau medicamente şi folosit pentru animale.

Praful existent în sarea măcinată duce foarte repede la aglomerarea şi întărirea ei, la un procent minim de umiditate a aerului, fenomen constatat atît la depozitarea în vrac cît şi la ambalarea în saci şi mai cu seamă la utilizarea produselor în gospodărie.

În R. D. G. şi în alte ţări, problema s-a rezolvat prin introducerea în circuitul măcinării a clasoarelor pneumatice cu ventilator, despre care vom vorbi mai departe.

Ciururile vibrante universale *10*, cu site avînd ochiuri de 1 mm sau 0,3 mm, nu lucrează cu randament bun în instalaţia de la Slănic şi deseori se înfundă. Conţinutul de subgranulaţie în produsele ce constituie refuzul acestor site este cuprins între 17 şi 22%, ceea ce face ca randamentul lor să fie mic.

Cu ajutorul reţelei de jgheaburi închise de transport dintre site se poate face, prin cădere liberă, amestecul diferitelor clase, după cerere, cuprinse între 0 şi 4 mm sau chiar mai mult.

Se obişnuieşte practic ca ansamblul care constituie a doua sfărîmare (valţuri, elevatoare, ciururi) să se numească „linie de măcinare".

În cazul de faţă, instalaţia are două linii de măcinare şi este cea mai mare în producţie din ţară. Are capacitatea de 30 t/h şi un consum de energie electrică de circa 4 kWh/t sare măcinată.

Celelalte instalaţii sînt mai mici, au o singură linie de măcinare şi un consum de energie electrică între 4 şi 10 kWh/t.

În ultimii ani s-a construit o nouă instalaţie, la Salina Ocna-Dej, de aceeaşi capacitate cu cea de la Slănic, prin care s-a căutat să se rezolve o parte din problemele puse de tehnica preparării sării pure în ţara noastră.

Din cele expuse reiese că problemele care se pun la prepararea mecanică a sării pure la noi sînt în principal :

1. O sfărîmare cît mai strînsă pentru a se obţine clase granulometrice cît mai bogate între 2 şi 0,2 mm (sorturi de masă) şi cît mai puţin material mărunt sub această limită.

2. Îndepărtarea rapidă a materialului măcinat din ciclul de lucru pentru a se reduce consumul de energie la măcinare şi clasare.

3. O ciuruire cu un randament cît mai bun.

4. Soluţionarea desprăfuirii produselor şi a utilizării prafului (0—0,2 mm) în industrie.

În afară de aceste aspecte tehnice în prepararea sării, apar şi aspecte de ordin economic, prin aceea că sarea, fiind considerată produs cu caracter ali-

mentar, trebuie să fie ieftină, iar în industriile unde constituie materia primă de bază este cerută, de asemenea, la un preț de cost cît mai scăzut.

Urmărirea acestor obiective a dus în alte țări la perfecționarea utilajelor de sfărîmare și clasare, la înlocuirea tipurilor vechi de mașini cu noi tipuri și la modificarea schemelor de preparare a sării.

Vom căuta să prezentăm unele aspecte din experiența cîștigată în acest domeniu :

a) *Sfărîmarea*

În ceea ce privește operațiile de sfărîmare, s-a constatat că rezultate optime s-ar obține numai atunci cînd s-ar reuși să se realizeze un efect pur de despicare a cristalelor de sare. Într-adevăr, cea mai mică rezistență a sării geme este la întindere și forfecare. Dar mașinile cel mai mult utilizate astăzi pentru sfărîmarea sării lucrînd cu alte forțe,

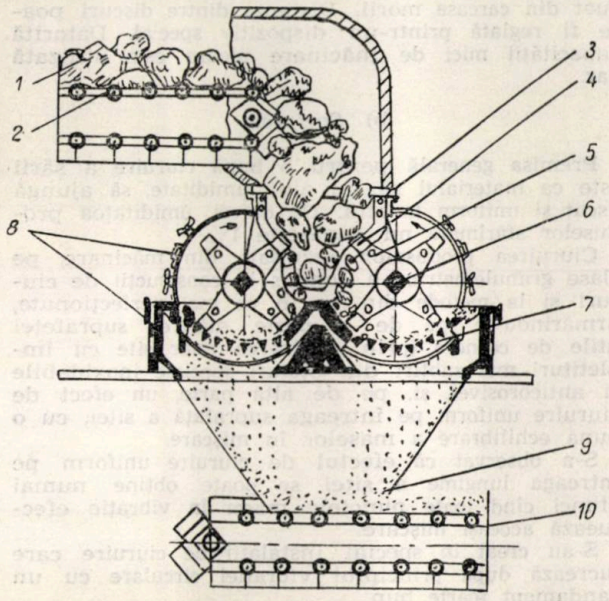


Fig. 2. Concasorul cu ciocane cu doi arbori :
1 — materialul de sfărîmat ; *2* — dispozitivul de transport ; *3* — coșul de sfărîmare ; *4* — ciocan ; *5* — brațul ciocanului ; *6* — arborele ciocanelor ; *7* — grătarul de evacuare ; *8* — clapă de deservire ; *9* — material fin ; *10* — transportorul materialului fin.

și anume : compresiune, frecare, flambare etc., a trebuit să se caute utilizarea unor alte tipuri de mașini.

Înainte de a vorbi de utilajele pentru sfărîmare utilizate astăzi, trebuie să amintim că majoritatea exploatărilor de sare solidă din alte țări, și mai cu seamă cele din R. D. G. extrag materialul brut la dimensiuni de două și chiar de trei ori mai mari decît se extrage în exploatările noastre. Aceasta se datorește faptului că acolo se utilizează numai metoda de exploatare în camere mici cu abataj din tavan, din care rezultă, în urma împușcării, blocuri mari, încărcarea sării făcîndu-se mecanizat, de obicei cu screpere, în timp ce la noi încărcarea încă se face manual. Aceasta obligă ca bulgării mari să sufere o sfărîmare manuală în abataj, așa încît materialul brut care intră în instalațiile de preparare ajunge, în alte țări, pînă la 800 mm diametru mediu, în timp ce la noi — la maximum 300 mm diametru mediu.

Datorită acestui fapt, la instalațiile de preparare a sării din alte țări se întîlnesc trei sau patru trepte de sfărîmare (o sfărîmare primară, o sfărîmare medie și o sfărîmare fină, precedate uneori și de o presfărîmare).

O treaptă de sfărîmare în plus, față de instalațiile noastre, este evident mai avantajoasă decît o sfărîmare manuală în abataj.

Pentru presfărîmare, cel mai mult utilizate astăzi sînt concasoarele cu ciocane — datorită gradului lor mare de sfărîmare și posibilității lor de a varia limitele de sfărîmare — care, spre deosebire de concasoarele cu fălci sau cu valțuri, nu acționează prin presiune sau frecare, ci prin lovire, ceea ce este mai avantajos pentru sfărîmarea sării.

În figura 2 este prezentată schema unui concasor cu ciocane cu doi arbori, denumit concasorul Titan, utilizat în majoritatea instalațiilor moderne de preparare a sării. Acest concasor poate să execute într-o singură treaptă presfărîmarea și sfărîmarea medie.

Presfărîmarea are loc într-un coș de alimentare prevăzut cu un grătar cu intervalele de 9 cm, printre barele căruia bat ciocanele. Materialul se poate mișca liber în coșul de alimentare și bucățile care cad prin grătar sînt sfărîmate pe grătarul inferior pînă la granulația dorită, în medie de 20 mm. Sfărîmarea are loc prin despicare și forfecare, ceea ce face ca formarea prafului să fie înlăturată în mare măsură. Energia necesară acestui tip de concasor pentru sfărîmarea sării pînă la 20 mm este de aproximativ 1—1,5 CP/t/h. Turația arborilor este de 200—300 rot/min. Concasorul cu ciocane Titan este construit pentru capacități cuprinse între 50 și 200 t/h.

Recent, în unele instalații mari au fost introduse și concasoarele cu ciocnire caracterizate prin capacitate de prelucrare mare, grad mare de sfărîmare și consum redus de energie.

Pentru măcinarea intermediară (de la 25—2 mm) se utilizează și granulatoare conice, însă ele au fost în mare parte înlocuite în instalațiile de preparare a sării datorită faptului că produc puțin material fin. Ele au totuși mare utilizare în instalațiile de preparare a sărurilor de K și Mg.

Astăzi, pentru sfărîmarea medie și fină a sării se utilizează un singur tip de mașină, în general mașini cu turație mare, dintre care cel mai mult folosite sînt : valțurile capsulate, dezintegratoarele, morile cu ciocane, morile cu ciocnire și morile cu discuri. Aceste mașini, ținînd seamă de finețea cerută pentru granulația finală, lucrează în circuit cu ciururi de cernere mare sau fină sau în măsura în care granulația finală se poate obține prin dispozitive de reglare și fără instalații de sortare (cazuri mai rare azi).

Dar, deși dezintegratoarele, morile cu ciocane și în special valțurile sînt prezente în majoritatea instalațiilor, s-a constatat totuși că ele produc, în general, la sfărîmarea sării mult praf și prezintă unele dificultăți de exploatare, ca, de exemplu :

— valțurile au întreruperi în funcționare pentru refacerea striațiilor cu care sînt prevăzute, necesitînd cilindri de rezervă sau oprirea pentru un timp a instalației ;

— morile cu ciocane nu obțin o măcinare peste limitele fixate de legile de percuție, respectiv de lovire, și componența granulometrică a materialului sfărîmat nu corespunde întocmai necesităților ;

— dezintegratoarele necesită o presfărîmare înaintată a materialului brut, sînt sensibile la corpurile dure și produc un anumit efect de distrugere (roadere) a grăunților de sare.

Din punct de vedere al granulației obișnuite, este important a se studia curbele caracteristice ale compoziției granulometrice, prezentate în mod comparativ, care lasă să se vadă dependența curbei de structura sării și de tipul mașinii de sfărîmare (de exemplu la morile cu ciocane, dezintegratoare și mori cu ciocnire, factorul principal este viteza periferică de rotație, iar la valțuri — deschiderea acestora).

Din aceste curbe se va putea vedea care este utilajul cel mai adecvat necesităților de clase granu-

lometrice de sare, însă, din lipsă de date experimentale complete, nu putem prezenta astfel de curbe.

În ultimul timp, morile cu ciocnire, denumite și mori cu șoc sau cu impact, au început să fie cel mai mult utilizate pentru operația de sfărîmare a sării, din mai multe motive: în primul rînd, fiindcă ele pot să înlocuiască două sau chiar trei trepte de sfărîmare, avînd un grad foarte mare de măcinare; în al doilea rînd, datorită faptului că permit să se utilizeze diferențele de rezistență a componenților, astfel încît componenții mai duri, deci mai greu de sfărîmat, rămîn în bucăți mai mari, iar sarea, avînd o duritate mai mică, rezultă în granulații mai mici. Datorită acestei caracteristici de selectivitate în măcinare a fost posibil să se construiască instalații de preparare a sării impure, în care, după prima ciuruire, s-a putut să se separe sarea curată de particulele de gips sau anhidrit.

Acțiunea morii cu ciocnire se bazează pe faptul că materialul, prin ciocnirea violentă a granulelor de suprafețele de șoc și între ele, pierzînd energia cinetică, este desfăcut de pe fețele de minimă rezistență; așadar nu are loc o spargere a materialului, ca la dezintegratoare sau valțuri. La suprafețele de concreștere are loc o despicare.

Fenomenul acesta de separare la peretele de șoc este cercetat azi pentru fiecare mineral component în funcție de structura sa internă, ceea ce face să se obțină îmbunătățiri continue la moara cu ciocnire.

Cel mai simplu tip de moară cu ciocnire (fig. 3) constă, în principiu, dintr-o roată de oțel turnat,

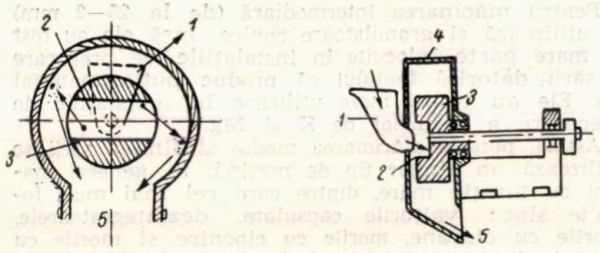


Fig. 3. Moară cu ciocnire:
1 — pîlnie de alimentare; *2* — canal centrifugal; *3* — roată centrifugă; *4* — perete de ciocnire; *5* — evacuare.

orizontală sau verticală, care se rotește într-o carcasă cu forme corespunzătoare și care aruncă materialul ce trebuie sfărîmat printr-un canal, spre un perete de șoc din oțel. Materialul este evacuat printr-o deschidere aflată la partea inferioară (o pîlnie de evacuare).

Moara nu are grătare sau alte părți care ar putea să fie astupate cu material; prin aceasta se poate face și o măcinare cu o oarecare umiditate a materialului și nu este sensibilă la bucăți de oțel.

Datorită calității ei, industria potasiului pune mari speranțe în utilizarea acestei mașini.

În ultimul timp, construcția s-a perfecționat prin introducerea unuia sau a doi cilindri în locul roții centrifuge, acoperiți cu plăci de oțel, și a unor plăci de izbire (2—8 buc.) suspendate pendular, așezate în spirală față de valțul de lovire.

Gradul de măcinare poate să fie influențat de turația valțului de izbire (250—1 200 rot/min), de numărul plăcilor de lovire și de mărimea spațiului dintre plăcile rotorului și plăcile de izbire suspendate.

Viteza periferică poate fi mărită de la 15 la 30 m/s.

Lățimea spațiului între plăcile rotorului și plăcile de izbire suspendate este reglabilă prin deplasarea plăcilor suspendate.

Pentru sfărîmarea sării s-au construit mori cu ciocnire cu o capacitate cuprinsă între 5 și 50 t/h, avînd o greutate cuprinsă între 1,2 și 18,5 t.

În ultimii ani au apărut tipuri și mai mari cu secțiunea gurii de alimentare de 50×50″, în care se pot introduce bucăți de material pînă la 1 500 mm, iar în locul plăcilor de izbire suspendate se utilizează tije de ciocnire. Acestea au capacități pînă la 400 t/h la o greutate a mașinii de 50 t. Un concasor cu fălci de mari dimensiuni, corespunzător acestei capacități, cîntărește 135 t. Puterea necesară pentru această capacitate este indicată la 250 CP.

Pentru măcinarea fină a sării de 0,5—1 mm și la capacități mici mai este utilizată și moara cu discuri, denumită Excelsior, asemănătoare (ca principiu) cu morile cu discuri utilizate în laboratoarele de preparare. La această moară, măcinarea are loc între două discuri de măcinare, așezate vertical într-o carcasă, dintre care unul este fix, iar celălalt se rotește printr-un ax orizontal. Discurile sînt prevăzute cu dinți și macină prin forfecare. Materialul este centrifugat la periferia discurilor și evacuat din carcasa morii. Distanța dintre discuri poate fi reglată printr-un dispozitiv special. Datorită capacității mici de măcinare moara este utilizată rar.

b) *Sortarea*

Premisa generală pentru o bună ciuruire a sării este ca materialul să nu aibă umiditate, să ajungă uscat și uniform la sită. De obicei, umiditatea produselor sfărîmate nu depășește 1%.

Ciuruirea produselor rezultate din măcinare pe clase granulometrice a condus la construcții de ciururi și la metode din ce în ce mai perfecționate, urmărindu-se, pe de o parte, mărirea suprafeței utile de cernere (prin utilizarea unor site cu împletituri mai subțiri din oțeluri speciale inoxidabile și anticorosive), și, pe de altă parte, un efect de ciuruire uniform pe întreaga suprafață a sitei, cu o bună echilibrare a maselor în mișcare.

S-a observat că efectul de ciuruire uniform pe întreaga lungime a sitei se poate obține numai atunci cînd toate punctele masei în vibrație efectuează aceeași mișcare.

S-au creat în special instalații de ciuruire care lucrează după principiul vibrației circulare cu un randament foarte bun.

În acest sistem, forța vie a maselor în vibrație echilibrate nu mai este pierdută, ci este captată în poziția zero a mișcării de vibrație prin mijloace elastice, cum sînt amortizoarele de cauciuc sau arcurile amortizoare, și, după depășirea punctului mort, la cursa de întoarcere, recîștigată complet ca energie potențială și utilizată din nou la accelerarea maselor.

Sistemul de acționare, motorul, trebuie să compenseze numai pierderile de energie prin frecare și amortizare.

În instalațiile mai noi, pentru sortarea sării măcinate se utilizează:

1. Ciururi vibrante universale (cu amortizoare din cauciuc).
2. Ciururi vibrante cu amortizoare din arcuri-foi (care suportă cutia sitei).
3. Ciururi oscilante cu rezonanță.

Aceste ciururi pot fi folosite atît pentru materialul grosolan cît și pentru materialul fin pînă la 0,3 mm. Ele pot să aibă una, două sau trei suprafețe de cernere.

În ultimul deceniu, majoritatea instalațiilor noi de preparare a sării au introdus pentru sortare ciururi oscilante cu rezonanță (fig. 4), înlocuind celelalte instalații. Acestea funcționează astfel încît suprafața sitei, prin oscilații care se succed rapid, imprimă materialului o mișcare percutantă, care influențează în mod eficace nu numai asupra efectului de ciuruire, dar și asupra evacuării supragranulației.

Există numeroase construcții — unele cu două mese oscilante constituite din două ciururi, suspendate de un cadru de grinzi fixate rigid de clădire, altele cu trei mese oscilante, a treia masă fiind chiar cadrul de care sînt suspendate cele două ciu-

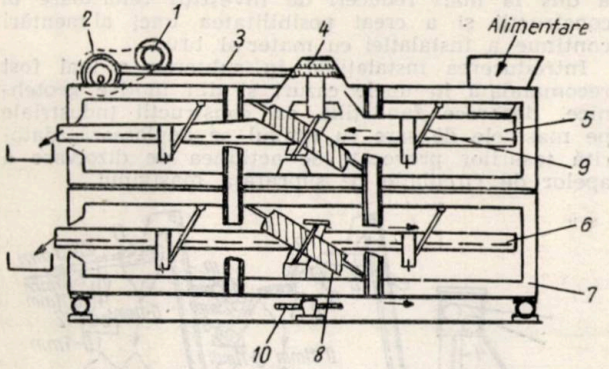


Fig. 4. Ciur oscilant cu rezonanță ;
1 — motor ; *2* — excentric ; *3* — bielă ; *4* — cuplaj ; *5* — rama sitei superioare ; *6* — rama sitei inferioare ; *7* — cadrul (batiul) ciurului ; *8* — amortizoare ; *9* — ghidaje ; *10* — arcurile cablului.

ruri. Cadrul sitelor poate să oscileze datorită unui arc și se reazemă pe role.

Rama primei site primește mișcările oscilante prin curele trapezoidale de la o bielă acționată de un motor, în timp ce a doua ramă oscilează o dată cu prima, ajungînd treptat la aceeași frecvență, cu o decalare de fază ceva mai mică de 180°.

Echilibrarea maselor se face prin mișcarea cadrului.

Puterea necesară pentru punerea în funcțiune este la turația de 1 000 rot/min, circa 3 CP, chiar la ciururi cu o capacitate de 150 t/h. Legănarea pînă la numărul de oscilații necesar durează numai 3—10 s.

Elementul elastic al mașinii constă din arcuri spirale puternice, așezate lateral pe ambele părți, care preiau, la finele oscilației, energia pe care o posedă materialul de ciuruit și rama sitei aflată în mișcare, transformînd-o în energie potențială, care, la cursa de înapoiere, se transformă din nou în energie cinetică.

În consecință, prin frînare nu are loc nici o pierdere de energie.

Cursa ramei sitei, acționată de bielă, ca și aceea a ramei sitei care oscilează liber, indiferent de numărul sitelor, poate să fie variată după dorință (de exemplu 8—120 mm), de acord cu dimensiunea ochiurilor sitei.

Sitele oscilante cu rezonanță au ajuns la productivități foarte mari, de 100—200 t/h și chiar mai mult.

La ciururile vibrante universale din instalațiile de măcinare de la noi, s-a constatat, în unele cazuri, că inelele de cauciuc care constituiau suporții axelor, datorită mediului salin, se uzează foarte repede. Ciururile au fost transformate, utilizîndu-se suporturi cu arcuri-foi. Aceasta însă nu a dus la o echilibrare completă a maselor, datorită cărui fapt se simt vibrații în clădire (Salina Slănic).

Pentru producerea sării fine de masă cu granulația de 1—0,2 mm, care rezultă după ultima treaptă de sfărîmare, în instalațiile noi se utilizează uneori și ciururile plane obișnuite în morile de cereale, unde ele servesc exclusiv pentru obținerea făinurilor fine.

Cutiile sitelor sînt suspendate în mod elastic de bare sau mănunchiuri de bare și sînt aduse într-o mișcare plană de translație în cerc cu o rază de 40—60 mm, printr-o manivelă, care acționează în mijloc prin partea de jos, iar un mic volant, cu excentric, face echilibrarea masei în mișcare.

Aducerea materialului cît și evacuarea produselor ciuruite se fac prin furtunuri cauciucate așezate deasupra, respectiv dedesubtul cutiei sitelor.

De obicei, ciururile plane clasează în condiții bune materialul desprăfuit în prealabil de separatoarele pneumatice.

Problema principală a sortării este însă separarea așa-zisei „sări-pudră", foarte fină (0—0,2 mm). Pentru aceasta s-a început introducerea în instalațiile de măcinare a sării a clasoarelor pneumatice.

Clasorul pneumatic se bazează pe faptul că efectul centrifugal al unui curent de aer reprezintă un mijloc eficace pentru separarea granulațiilor foarte fine, sub 1 mm.

Ciuruirea pe țesăturile de site, așa cum s-a constatat și în instalațiile noastre, nu poate da rezultate mulțumitoare pentru această granulație.

Dintre clasoarele pneumatice moderne, cel mai utilizat pentru sare este clasorul pneumatic cu ventilator (fig. 5).

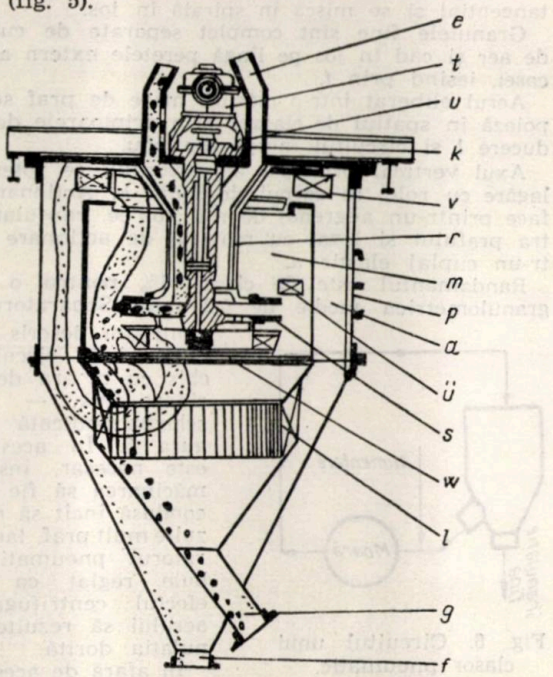


Fig. 5. Clasor pneumatic cu ventilator și taler de distribuție :
e — pîlnie de alimentare ; *s* — taler de distribuție ; *v* — ventilator ; *r* — tub de aspirație ; *m* — spațiu de clasare ; *g* — evacuarea materialului grosier ; *p* — ușă cu clapă ; *ü* — aripă de reglare ; *a* — spațiu de separare ; *f* — evacuarea materialului fin ; *l* — aripi de conducere a aerului ; *t* — angrenaj cu roți conice ; *k* — corpul lagărului ; *u* — cuplaj elastic ; *w* — arbore.

În clasorul pneumatic cu ventilator, curentul de aer se scurge în circuit închis. Materialul care trebuie clasat se împrăștie întîi pe talerul de distribuție, care se rotește împreună cu arborele *w* și este distribuit de acest taler în mod uniform în spațiul liber al carcasei interioare. Se formează o perdea de material în formă de umbrelă, în care se aspiră un curent de aer produs de ventilatorul *v*, legat prin țeava *r* cu talerul de distribuție *s*. În această zonă are loc în contra gravitației o primă clasare a materialului. Particulele fine sînt antrenate de curentul de aer în spațiul *m*, unde are loc o nouă clasare prin centrifugare, curentul de aer mișcîndu-se în formă de spirală către partea superioară, spre orificiul de aspirație al ventilatorului *v*.

Ca urmare a rotirii aerului, materialul care plutește în curentul de aer este împins prin curentul centrifugal către peretele exterior al cilindrului interior. Aici, grăunții mai mari își pierd prin frecare energia lor de mișcare și cad de-a lungul pereților, împreună cu grăunții separați înainte prin gravitație, și părăsesc aparatul prin orificiul *g*.

Aşa-zisa clasare centrifugă, care are loc în spaţiul *m*, permite o reglare foarte înaintată a fineţii de clasare prin modificarea liniei spirale a drumului aerului către partea superioară, făcînd ca acesta să se rotească de mai multe sau mai puţine ori înăuntrul cilindrului interior, înainte de a ajunge la ventilatorul *v*.

La o clasare centrifugă foarte puternică, numai granulele cele mai fine pot să se menţină în acest curent.

Reglarea efectului centrifugal se poate face prin modificarea poziţiei sau înlocuirea aripioarei *ü*, accesibilă prin uşa cu clapă *p*.

Ventilatorul *v* suflă, în cele din urmă, curentul de aer împreună cu granulele foarte fine, pe care le poartă în spaţiul de separare *a*.

Amestecul de aer şi material intră în acest spaţiu tangenţial şi se mişcă în spirală în jos.

Granulele fine sînt complet separate de curentul de aer şi cad în jos pe lîngă peretele extern al carcasei, ieşind prin *f*.

Aerul eliberat într-o măsură mare de praf se înapoiază în spaţiul de clasare prin aripioarele de conducere *l* şi circuitul începe din nou.

Axul vertical principal al clasorului se roteşte în lagăre cu role, în corpul de fontă *k*. Acţionarea se face printr-un angrenaj de roţi conice, capsulat contra prafului şi legat cu motorul de acţionare printr-un cuplaj elastic *u*.

Randamentul este de circa 75% pentru o clasă granulometrică medie de 0,2 mm. Separatorul cu ventilator descris poate lucra şi în circuit închis cu moara de măcinare fină — după schema indicată în figura 6. În acest caz este necesar, însă, ca măcinarea să fie astfel condusă încît să nu rezulte mult praf, iar separatorul pneumatic trebuie reglat ca prin efectul centrifugal al aerului să rezulte granulaţia dorită.

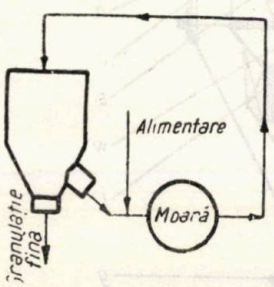


Fig. 6. Circuitul unui clasor pneumatic.

În afară de aceste tipuri de desprăfuitor cu curent de aer se mai cunosc desprăfuitoarele cu ciururi vibrante şi în special desprăfuitoarele cu pulsaţii.

La acestea din urmă, materialul cade pe un ciur înclinat la 20°, sub care se insuflă aer printr-un dispozitiv cu clapete, provocînd prin pulsaţiile care se produc o afînare foarte pronunţată a materialului de pe ciur, ceea ce favorizează antrenarea prafului în curentul de aer.

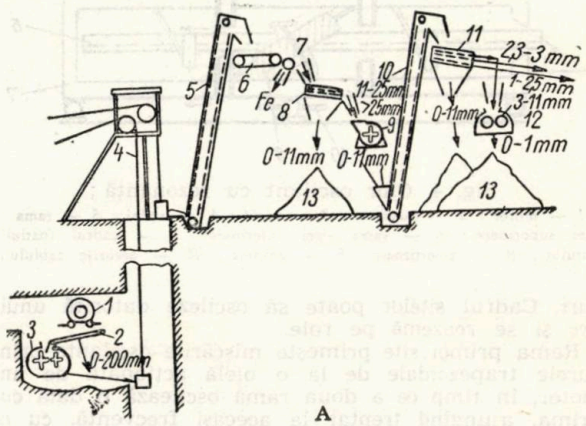
Clasoarele pneumatice sînt astăzi aparate indispensabile în instalaţiile moderne de preparare a sării, în primul rînd pentru că prin ele se pot îndepărta imediat din procesul de măcinare fracţiunile cele mai fine neutilizabile ca sare de masă şi, în al doilea rînd, pentru că s-au putut obţine majorări ale capacităţii de producţie de pînă la 40%, în afară de faptul că s-au dovedit bune şi pentru clasare independentă, atunci cînd nu se pun limite stricte de granulaţie.

c) *Scheme de instalaţii moderne*

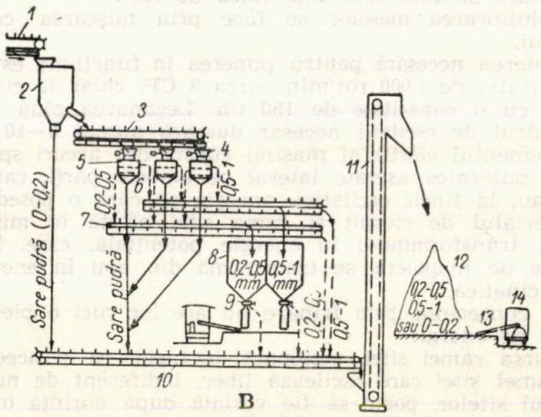
În privinţa instalaţiilor noi de preparare este de remarcat că s-au rezolvat în primul rînd cerinţele în privinţa unei capacităţi mai ridicate şi a unor maşini şi aparate mai perfecţionate, care au dus la reduceri de spaţiu şi greutate. Uneori s-a putut obţine pe acelaşi spaţiu vechi o multiplicare a capacităţii. S-au urmărit, de asemenea, reducerea numărului tipurilor de maşini, simplificarea întregii instalaţii, cu economisire de personal şi cost de prelucrare.

Este de remarcat, de asemenea, tendinţa de introducere a maşinilor de sfărîmare a sării în subteran, în apropierea puţului de extracţie, şi chiar a întregii instalaţii atunci cînd grosimea zăcămîntului de sare permite crearea de goluri corespunzătoare. Aceasta a dus la mari reduceri de investiţii referitoare la construcţii şi a creat posibilitatea unei alimentări continue a instalaţiei cu material brut.

Introducerea instalaţiilor în subteran a mai fost recomandată în unele cazuri şi din motive geotehnice, deoarece fundaţiile de construcţii industriale pe masivele de sare cu timpul se deplasează, datorită tasărilor provocate de acţiunea de dizolvare a apelor de circulaţie pe suprafaţa masivului.



A



B

Fig. 7:

A — Schema unei instalaţii de preparare a sării avînd presfărîmarea în subteran:

1 — culbutor rotativ; *2* — grătar alimentator; *3* — concasorul Titan; *4* — maşină de extracţie; *5* — elevator; *6* — transportor cu bandă; *7* — separator magnetic; *8* — ciur vibrator universal; *9* — moară cu ciocane; *10* — elevator; *11* — ciur vibrator cu rezonanţă; *12* — valţuri capsulate; *13* — silozuri de încărcare.

B — Schema instalaţiei de clasare pentru sarea fină: *1* — transportor cu lanţuri; *2* — clasor pneumatic; *3* — transportor cu lanţuri; *4* — dispozitiv de distribuţie; *5* — ciur plan; *6* şi *7* — transportoare cu lanţuri; *8* — siloz; *9* — cintare automate; *10* — transportor cu lanţuri; *11* — elevator; *12* — depozit pentru sarea industrială; *13* — bandă de încărcare; *14* — vagonet.

În figura 7, *A* şi *B*, este dată schema unei instalaţii moderne de preparare a sării pure cu o capacitate de 130 t/h, avînd treapta întîia de sfărîmare în subteran. Schema acestei instalaţii prevede trei trepte de sfărîmare. Materialul brut are o granulaţie de 0—800 mm şi necesită o presfărîmare pînă la 200 mm.

Presfărîmarea se execută în concasorul cu ciocane Titan, sfărîmarea secundară pentru produsele 11—25 mm şi mai mari de 25 mm — în moara cu ciocane şi sfărîmarea fină — în valţuri capsulate (pentru produsele 3—11 mm).

Clasarea se face după fiecare treaptă de sfărîmare pe site vibrante, oscilante, cu rezonanţă şi site plane.

Ciururile vibrante şi oscilante cu rezonanţă au suprafeţe mari de cernere: astfel, ciurul vibrant universal *8* are o suprafaţă de cernere de 1 500/3 750 mm, corespunzătoare unei capacităţi de 120 t material cu o granulometrie de 0—200 mm. Se obţin trei clase: 25—200 mm; 11—25 mm şi 0—11 mm.

De asemenea, ciurul oscilant cu rezonanţă *11* are o suprafaţă de cernere de 1 500/4 000 mm şi clasează materialul 0—11 mm în patru clase: 11—3 mm; 3—2,5 mm şi 0—1 mm, fiind prevăzut cu site de 3, 2,5 şi 1 mm.

Clasa 0—1 mm, care constituie trecerea ciurului oscilant cu rezonanţă, este transportată în întregime, sau numai o parte, din silozul *13* într-o instalaţie separată de clasare fină (fig. 7, *B*), unde se face o desprăfuire într-un separator pneumatic cu ventilator şi o clasare fină în ciururi plane.

În separatorul pneumatic rezultă două produse: produsul 0—0,2 mm (praful), utilizat ca sare industrială, şi produsul 0,2—1 mm, clasat de sitele plane în mai multe clase granulometrice, utilizat ca sare fină de masă.

Instalaţia aceasta se caracterizează printr-o mare posibilitate de a produce diferite clase şi combinaţii de clase cu diferite granulometrii, dintre care unele foarte fine.

În figura 8 este prezentată schema unei instalaţii de preparare a sării pure din R.P.R., construită

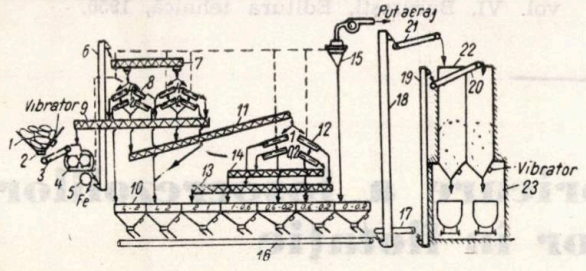


Fig. 8. Schema instalaţiei subterane pentru prepararea sării de la Salina Ocna-Dej:

1 — silozul prevăzut cu vibrator de descărcare; *2* — alimentator oscilant; *3* — bandă de alimentare; *4* — moară cu ciocnire cu doi tamburi; *5* — separator magnetic cu tambur; *6* — elevator; *7* — transportor elicoidal; *8* — ciururi vibrante cu ramă dublă; *9* — transportor elicoidal; *10* — silozuri pentru sarea măcinată clasată; *11* — transportor elicoidal înclinat; *12* — ciururi vibrante cu ramă dublă; *13* şi *14* — transportoare elicoidale; *15* — desprăfuitor cu ciclon; *16* şi *17* — benzi de transport pentru produse; *18* şi *19* — elevatoare; *20* şi *21* — benzi de transport; *22* — silozuri subterane în sare pentru produse; *23* — galeria de coastă.

în întregime în subteran, la Salina Ocna-Dej. Instalaţia este prevăzută cu o singură treaptă de măcinare, într-o moară cu ciocnire de construcţie românească.

S-a adoptat o singură treaptă de măcinare, plecîndu-se de la unele rezultate experimentale ale unei mori cu ciocnire cu un tambur, cu sarea de la Ocna-Dej.

La încercări s-a utilizat un material cu o granulaţie 0—300 mm, moara a lucrat cu o turaţie a tamburului de 900 ture/min şi s-a obţinut următoarea compoziţie medie a materialului sfărîmat:

> 4 m	6%
4—2 mm	28%
2—1 mm	30%
1—0,6 mm	14%
0,6—0,2 mm	14%
< 0,2 mm	8%

Această analiză granulometrică prezintă o situaţie favorabilă şi arată posibilitatea utilizării unei singure trepte de măcinare, cu toate că mai avantajos ar fi ca sorturile cu granulaţie 1—0,2 mm să rezulte în procent mai mare decît cele cu granulaţie 4—2 mm, care nu sînt tot atît de căutate. În cazul de faţă, procentele respective sînt egale.

Procentul de praf este mic şi avantajos; totuşi se poate prevedea, din experienţa măcinării sării, că aceste cifre, în decursul funcţionării instalaţiei, vor varia între anumite limite, ceea ce va da anumite fluctuaţii nefavorabile în producţia diferitelor sorturi.

Sarea brută este extrasă din mină prin schip şi adusă la buncărul *1*. Buncărul are o capacitate de 20 t şi alimentează moara cu ciocnire prin alimentatorul oscilant *2* şi banda *3*.

Moara cu ciocnire *4* are doi tamburi cu diametrul de 700 mm. Gura de alimentare are 500 × 500 mm, iar gabaritul morii este de 1 500 × 2 000 × 4 500 mm.

Capacitatea de măcinare este de 60 t/h şi este prevăzută a alimenta două linii distincte de clasare, avînd fiecare capacitatea de 30 t/h. A doua linie s-a prevăzut a se construi într-o etapă viitoare şi constă din separarea pneumatică a materialului sfărîmat în curent orizontal de aer, care ar urma să separe diferite clase granulometrice după viteza limită de cădere.

Se poate presupune totuşi că, dat fiind greutatea specifică, aceeaşi, a grăunţilor de sare, această linie de sortare nu va putea să dea limite riguroase de clase.

În prima etapă, instalaţia va funcţiona cu sortare pe ciururi vibrante, la capacitatea amintită, de 30 t/h. Ciururile au site cu ochiuri de 4; 2; 1 şi 0,6 mm.

Refuzul sitei de 4 mm este reîntors cu transportorul elicoidal *9* la moara cu ciocnire, făcînd prin aceasta ca moara să lucreze în circuit închis cu instalaţia de sortare.

Transporturile intermediare se efectuează cu ajutorul transportoarelor elicoidale *11*, *14*, *13*.

Diferitele clase granulometrice sînt conduse în silozurile *10*, de unde sînt descărcate pe benzile *16*, *17* şi ridicate cu elavatoarele *18* şi *19* în silozuri subterane în sare. Din aceste silozuri, sorturile de sare sînt descărcate în vagonete şi transportate pe galeria de coastă la zi.

Operaţiile de ambalare se fac la suprafaţă, în magazii amenajate lîngă linia de garaj.

Această instalaţie s-a construit în subteran, pentru a reduce investiţiile cu costul construcţiilor de suprafaţă şi avîndu-se în vedere şi unele considerente geotehnice. În subteran, neavînd înălţimea necesară, deoarece grosimea zăcămîntului pe locul amplasamentului este mică, s-a construit — în funcţie de spaţiul disponibil — mai mult pe orizontală. Sortarea nu se face în cascadă, prin cădere liberă, ca la Slănic, ci este nevoie de o serie de transporturi intermediare cu transportoare elicoidale şi benzi.

Acesta este un dezavantaj, care se va resimţi în timpul funcţionării instalaţiei şi care face ca economia de energie, prin utilizarea unei singure trepte de măcinare, să fie consumată şi depăşită de acţionarea acestor transportoare.

De altfel, puterea instalată la capacitatea de 30 t/h depăşeşte puterea instalată a celei de la Salina Slănic, de aceeaşi capacitate şi care are două trepte de măcinare.

Elementul nou îl constituie numai construcţia subterană a întregii instalaţii şi utilizarea morii cu ciocnire, care sfărîmă într-o singură treaptă materialul la o granulaţie mai aproape de necesităţi şi cu mai puţin praf, situaţie care se va putea verifica practic în timpul funcţionării acestei instalaţii.

Pentru a se menţine componenţa granulometrică necesară a materialului sfărîmat, se poate prevedea că va fi necesar ca materialul brut să nu depăşească diametrul mediu de 200—300 mm, aceasta indiferent de turaţia morii.

De asemenea se cere o etanşeitate perfectă a instalaţiilor de clasare şi a morii, deoarece praful care scapă nu poate fi evacuat uşor, datorită unui aeraj mai puţin activ într-o mină de sare faţă de alte mine.

Literatura de specialitate indică următoarele cazuri de construire a instalaţiilor de preparare a sării în subteran :

— o instalaţie foarte mare, de 500 t/h, la Ojibway în Canada, construită în 1952, şi alta de 150 t/h, la Goderich, tot în Canada ;

— o instalaţie de 100 t/h la Meadowbank, în Anglia, construită în 1954 ;

— o instalaţie de 100 t/h la Hänigsen, în R.F.G., construită în 1952.

Instalaţiile acestea prevăd mai multe trepte de sfărîmare (materialul brut fiind mai mare decît la noi), în unele cazuri utilizîndu-se mori cu ciocnire.

Concluzii

Ţinînd seamă de cele expuse, considerăm necesară revizuirea schemelor de preparare a sării pure de la Salinele Slănic, Ocna-Dej (instalaţia veche) şi Tîrgul-Ocna şi înlocuirea sau completarea lor cu noi utilaje de sfărîmare şi clasare în vederea obţinerii unor produse de sare care să poată îndeplini cerinţele consumatorilor din ţară şi externi în ceea ce priveşte granulometria şi capacitatea de recuperare a unor sorturi fine de sare şi fără praf.

Tehnica preparării sării a făcut progrese şi realizarea practică a măsurilor de modernizare a instalaţiilor de preparare a sării pure din R.P.R. va duce la posibilităţi noi de dezvoltare a producţiei pentru export a salinelor noastre.

Bibliografie

[1] Stamatiu, M. *Monografia Salinei Slănic.* Buletinul Soc. politehnice, Bucureşti, 1942.

[2] Schmidt, M. *Technologie der Steinsalzaufbereitung* (cap. I), Halle, 1951.

[3] Creissels, J. *La production salinière française.* În : Annales des Mines, nr. 1, 1957.

[4] Pozin, M. E. *Tehnologia îngrăşămintelor şi sărurilor minerale* (Traducere) Editura tehnică, ediţia I, 1953 ; ediţia a II-a, 1959.

[5] Vanci, Gh. *Referat ASIT privind problemele de prepararea sării geme, ţinut în cadrul Conferinţei ASIT* — Slănic, 1956.

[6] **** Articole privind prepararea mecanică a sării geme,* în :
— Kali und Steinsalz, nr. 3, 1957.
— Mine and Quary Engineering, nr. 5—6, 1956.
— Canadian Mining Journal, nr. 1, 1956.
— Canadian Mining Journal, nr. 12, 1959.

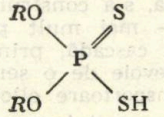
[7] Huber-Panu, I. *Probleme actuale în domeniul sfărîmării şi progrese realizate.* În : Revista Minelor nr. 2, 1962.

[8] Huber-Panu, I.: *Prepararea minereurilor şi a cărbunilor.* Manualul inginerului de mine, vol. VI, Bucureşti, Editura tehnică, 1956.

Influenţa condiţiilor de fabricare a fosocrezolilor asupra acţiunii lor în flotaţie

Ing. C. Buciu şi ing. P. Ilie

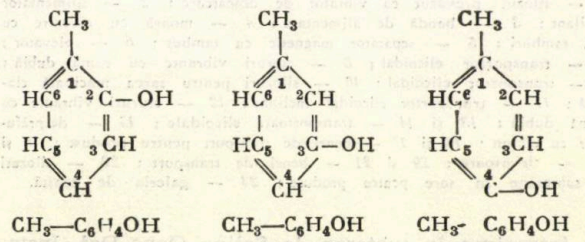
Fosocrezolii sînt reactivi care fac parte din categoria colectorilor spumanţi, cuprinzînd în molecula lor sulf bivalent şi fosfor pentavalent, acesta din urmă intrînd în compoziţia grupei polare a fosocrezolilor [3] :



Materia primă care serveşte la sinteza fosocrezolilor este pentasulfura de fosfor, care conferă acestor reactivi însuşirea de colector, precum şi homologii superiori ai fenolului, care le conferă însuşirea de spumant, din care motiv, aceşti reactivi poartă denumirea de fosocrezoli fenolici [1].

Dintre homologii superiori ai fenolului, la sinteza fosocrezolilor au fost utilizaţi în special doi, ambii conţinuţi în crezolul brut, un constituent al gudroanelor de huilă, şi anume :

1) *Acidul crezilic* (crezolii, metilfenolii) este compus din următorii trei izomeri de poziţie [6] :



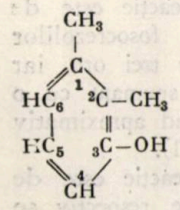
Acţiunea spumantă a izomerilor de poziţie ai crezolului, în flotaţie, variază mult, cu poziţia pe care o au în nucleu oxidrilul—OH şi radicalul metil—CH_3, această acţiune scăzînd în ordinea : meta- para- şi ortocrezol [5].

Fosocrezolul la sinteza căruia se foloseşte ca materie primă crezolul se numeşte *acid dicrezil-ditiofosforic.*

Sinteza acestui sortiment de fosocrezol, din acid crezilic şi pentasulfură de fosfor, are loc după următoarea reacţie chimică :

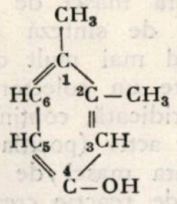
$$\underset{\text{Acid crezilic}}{4\ CH_3C_6H_4OH} + \underset{\substack{\text{Pentasulfură}\\ \text{de fosfor}}}{P_2S_5} = \underset{\text{Acid dicrezil-ditiofosforic (fosocrezol)}}{2(CH_3C_6H_4O)_2PSSH} + \underset{\substack{\text{Hidrogen}\\ \text{sulfurat}}}{H_2S}$$

2) *Xilenolii* (dimetilfenolii) sînt compuşi din mai mulţi izomeri de poziţie, dintre care mai importanţi sînt următorii [2] :



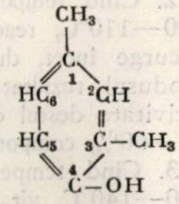
Xilenol 1-2-3 (metil 1,2, fenol 3)

$(CH_3)_2 C_6 H_3OH$



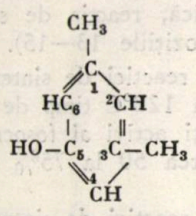
Xilenol 1-2-4 (metil 1,2, fenol 4)

$(CH_3)_2 C_6 H_3 OH$



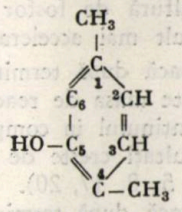
Xilenol 1-3-4 (metil 1,3, fenol 4)

$(CH_3)_2 C_6 H_3 OH$



Xilenol 1-3-5 (metil 1, 3, fenol 5)

$(CH_3)_2C_6H_3OH$



Xilenol 1-4-5 (metil 1, 4, fenol)

$(CH_3)_2C_6H_3OH$

Acţiunea spumantă a izomerilor de poziţie ai xilenolului, în flotaţie, variază mult, ca şi în cazul crezolului, cu poziţia pe care o au în nucleu oxidrilul — OH şi cei doi radicali metil — CH_3, activitatea lor descrescînd în ordinea : xilenol 1—3—4 ; xilenol 1—4—5 ; xilenol 1—2—4 ; etc. [5].

Fosocrezolul la sinteza căruia se foloseşte ca materie primă xilenolul se numeşte *acid dixilenilditiofosforic.*

Sinteza acestui sortiment de fosocrezol din xilenol şi pentasulfură de fosfor are loc după următoarea reacţie chimică :

$$\underset{\text{Xilenol}}{4\ (CH_3)_2C_6H_3OH} + \underset{\substack{\text{Pentasulfură}\\ \text{de fosfor}}}{P_2S_5} = \underset{\text{Acid dixilenil-ditiofosforic (fosocrezol)}}{2\ [(CH_3)_2C_6H_3O]_2\ PSSH} + \underset{\substack{\text{Hidrogen}\\ \text{sulfurat}}}{H_2S}$$

Ambele sortimente de fosocrezol, menţionate mai sus, sînt folosite mai frecvent în practica flotaţiei, în două calităţi, şi anume : fosocrezoli 15 şi 25, cifra indicînd procentul de pentasulfură de fosfor ce-l conţine în raport cu crezolul sau xilenolul [4].

Acţiunea colectoare în procesul de flotaţie a fosocrezolilor fenolici este determinată de procentul de acid dicrezilditiofosforic, respectiv dixilenilditiofosforic, ce-l conţin. La sfîrşitul procesului de sinteză, produsul rezultat conţine, în afară de cei doi acizi, componenţii activi ai fosocrezolilor fenolici şi alţi componenţi, printre care acidul fosforic, PO_4H_3, care micşorează stabilitatea fosocrezolilor [1].

În cazul cînd sinteza fosocrezolilor decurge în condiţii normale, produsului rezultat în forma reacţiei de sinteză, pentru calitatea avînd 15% pentasulfură de fosfor, îi corespunde un conţinut de 50% în componentul activ, iar pentru calitatea avînd 25% pentasulfură de fosfor îi corespunde un conţinut de 70%.

Gradul de activitate a fosocrezolilor în procesul de flotaţie este influenţat de condiţiile în care a fost realizată sinteza acestui reactiv, factorii hotărîtori fiind temperatura la care are loc reacţia de sinteză şi durata cît a fost încălzită masa de reacţie, la temperatura optimă, precum şi de concentraţia crezolului în izomerul cel mai activ — metacrezol [1].

Fosocrezolii conţinînd acid dicrezilditiofosforic sînt mult mai întrebuinţaţi în practica flotaţiei decît cei care conţin acidul dixilenilditiofosforic, deşi aceştia din urmă îi pot substitui, cu bune rezultate, atît din punct de vedere al puterii lor de colectare cît şi al selectivităţii lor [1].

În ţara noastră se fabrică în prezent un singur sortiment de fosocrezol, al cărui conţinut în acid dicrezilditiofosforic este însă foarte scăzut, fiind de circa 35%, faţă de minimum 60% folosit în instalaţiile din U.R.S.S., deşi calitatea materiei prime din care se fabrică fosocrezolul indigen nu diferă mult de cea folosită la fabricarea lui în U.R.S.S.

Conţinutul redus în acid dicrezilditiofosforic al fosocrezolului indigen este cauza activităţii reduse a acestui reactiv în procesul de flotaţie, datorită atît faptului că la sinteza fosocrezolului nu se realizează, în toate fazele de lucru, temperaturile optime şi durata lor optimă de aplicare cît şi folosirii în procesul de sinteză a unor crezoli al căror conţinut în izomerul meta nu este controlat şi nici constant.

Pentru a cunoaşte diferenţa dintre condiţiile în care are loc fabricarea fosocrezolului indigen, cu conţinut mai mic în acid dicrezilditiofosforic şi cele în care se face fabricarea fosocrezolului în U.R.S.S., cu conţinut mult mai ridicat în component activ, stabilite în baza studiilor apărute în publicaţiile Academiei de ştiinţe a U.R.S.S., vom descrie mai jos, pe scurt, condiţiile la care se face în prezent sinteza fosocrezolului la Uzinele chimice din Baia-Mare, cît şi cele în care s-au executat în U.R.S.S. încercările care au dus la obţinerea de fosocrezoli cu grad foarte ridicat de activitate.

La fabricarea fosocrezolului indigen se foloseşte ca materie primă 1 parte pentasulfură de fosfor tehnică obţinută prin sinteza fosforului roşu din import, avînd minimum 99,5% P, cu sulf elementar din import avînd minimum 98% S, precum şi 2,3 părţi tricrezol din import avînd o densitate de 1,03—1,05 la 20°C, solubilitatea de minimum 95% în soluţie de NaOH 15%, între 190—205°C distilîndu-se minimum 90%. Denumirea de tricrezol este folosită întrucît acest produs este format din cei trei izomeri de poziţie. Conţinutul în izomerul meta al tricrezolului — izomerul care influenţează în cea mai mare măsură gradul de activitate al fosocrezolului — este de aproximativ 40% pentru tricrezolii de calitatea cea mai bună importată, ceea ce se întîmplă destul de rar. Conţinutul tricrezolilor

în fiecare dintre cei trei izomeri nu este determinat, iar aprovizionarea cu tricrezoli se face din surse diferite, aceştia avînd calităţi diferite.

Reacţia de sinteză a fosocrezolului indigen este astfel condusă, încît masa de reacţie se încălzeşte treptat, în aşa fel ca în 3—5 ore temperatura masei de reacţie să ajungă la 120°C. După atingerea acestei temperaturi, masa de reacţie se încălzeşte, în interval de 1/2 oră, pînă la temperatura de 140°C, temperatură la care încălzirea se întrerupe în mod brusc. Fosocrezolul astfel fabricat se răceşte pînă la 90°C, cînd sub presiunea de bioxid de carbon se goleşte vasul în care a avut loc reacţia.

În condiţiile de lucru menţionate, concentraţia fosocrezolului în acid dicrezilditiofosforic este de 30—40%.

La fabricarea fosocrezolilor din pentasulfură de fosfor şi tricrezoli, sau xilenoli, în U.R.S.S., se folosesc de asemenea tricrezoli tehnici, în componenţa cărora intră, de obicei, 35—40% ortocrezoli, 35—40% metacrezoli şi 25—30% paracrezoli, xilenoli tehnici şi pentasulfură de fosfor tehnică sau chimic pură. Cu aceste materii prime, lucrîndu-se în condiţiile arătate în tabela 1, s-au obţinut sortimente de fosocrezoli cu grade de activitate foarte variate [1].

Din datele cuprinse în tabela 1 reies următoarele [1] :

1. Cînd temperatura masei de reacţie este sub 100°C, reacţia de sinteză a fosocrezolilor decurge foarte încet sau nu are loc.

2. Cînd temperatura masei de reacţie este de 100—110°C, reacţia de sinteză a fosocrezolilor decurge încet, durînd mai mult de trei ore, iar produsul rezultat este un colector spumant cu o activitate destul de ridicată, conţinînd aproximativ 50—60% component activ (poziţia 1).

3. Cînd temperatura masei de reacţie este de 120—140°C, viteza de reacţie creşte, respectiv se reduce durata reacţiei, obţinîndu-se fosocrezoli cu conţinut în componenţi activi apropiat (poziţiile 4 şi 7). Cînd la sinteza fosocrezolilor se foloseşte pentasulfură de fosfor tehnică, reacţia de sinteză este mult mai accelerată (poziţiile 13—15).

4. Dacă după terminarea reacţiei de sinteză, se încălzeşte masa de reacţie la 120°C timp de două ore, conţinutul în componenţi activi ai fosocrezolilor rezultaţi creşte de la circa 50 la 75% (poziţiile 1, 5, 8, 17, 20).

5. Dacă după terminarea reacţiei de sinteză, se încălzeşte masa de reacţie la 170—180°C, timp de două ore, conţinutul în componenţi activi ai fosocrezolilor rezultaţi scade brusc (poziţiile 3, 6, 9, 12, 15, 18, 21, 24).

Comparînd condiţiile în care are loc sinteza fosocrezolilor în U.R.S.S. cu condiţiile în care această sinteză are loc în R.P.R., se constată următoa-

Tabela 1

Raportul în greutate între cantitatea de tricrezoli sau xilenoli şi pentasulfura de fosfor intrată în reacţie	Poziţia	Temperatura reacţiei de sinteză, °C	Durata reacţiei de sinteză, min	Timpul de încălzire a masei de reacţie, după terminarea reacţiei, min	Temperatura de încălzire a masei de reacţie după terminarea reacţiei, °C	Conţinutul în acid dicrezil sau dixilenilditiofosforic, %
Tricrezoli tehnici — pentasulfură de fosfor chimic pură : 3 : 1	1	100—110	190	0	—	53
	2	100—110	190	120	120	59
	3	100—110	190	120	180	51
	4	120	105	0	—	49
	5	120	105	120	120	55
	6	120	105	120	180	35
	7	140	55	0	—	54
	8	140	55	120	120	57
	9	140	55	120	180	45
Tricrezoli tehnici-pentasulfură de fosfor chimic pură : 2,6 : 1	10	120	105	0	—	75
	11	120	105	120	120	75
	12	120	105	120	180	30
Tricrezoli tehnici-pentasulfură de fosfor tehnică : 2,2 : 1	13	120	55	0	—	71
	14	120	55	120	120	61
	15	120	55	120	180	51
Xilenoli tehnici-pentasulfură de fosfor chimic pură : 2,6 : 1	16	100—105	120	0	—	64
	17	100—105	120	120	120	67
	18	100—105	120	120	180	54
	19	120	80—85	0	—	67
	20	120	80—85	120	120	70
	21	120	80—85	120	180	54
Xilenoli tehnici-pentasulfură de fosfor tehnică : 2,6 :1	22	120	55	0	—	70
	23	120	55	120	120	65
	24	120	55	120	180	60

rele deosebiri între cele două metode de lucru, datorită cărora gradul de activitate a fosocrezolului indigen este cu aproximativ 50% mai mic decît produsul similar realizat în U.R.S.S.

a) Tricrezolii importaţi de R.P.R. au un conţinut variabil în izomerul meta, care nu se determină analitic, spre a se cunoaşte cum trebuie calculate elementele componente ale amestecului care constituie masa de reacţie.

b) Durata reacţiei de sinteză în R.P.R. este de 3—5 ore, iar în U.R.S.S. — de 3—4 ore.

c) După terminarea reacţiei de sinteză, în R.P.R., masa de reacţie încălzită la temperatura de 120°C este adusă la 140°C, în timp de 1/2 oră, faţă de pînă la 2 ore în U.R.S.S.

Activitatea mai redusă a fosocrezolilor din R.P.R. se datoreşte deci nerespectării celor trei condiţii de mai sus în procesul de sinteză, din care cea mai importantă apreciem că este temperatura. Nerealizarea temperaturii optime şi pe durata optimă are drept consecinţă că o parte din componenţii masei de reacţie nu se combină în timpul procesului de sinteză şi la sfîrşitul acestui proces se regăsesc liberi în masa de reacţie, fapt care reduce gradul de activitate a fosocrezolului.

Bibliografie

[1] *** *Reactivii de flotaţie şi proprietăţile lor,* Academia de ştiinţe a U.R.S.S., 1960.

[2] Polkin, S. I. *Prepararea minereurilor,* Editura tehnică, Bucureşti, 1956 (traducere din limba rusă).

[3] Fişman, M. A. *Tehnologia substanţelor minerale,* Editura tehnică, Bucureşti, 1953 (traducere din limba rusă).

[4] *** *Manualul inginerului de mine,* vol. VI, Editura tehnică, Bucureşti, 1956.

[5] Petersen, W. *La flotation,* Editura Dunod, Paris, 1938.

[6] Neniţescu, C. *Tratat elementar de chimie organică,* vol. I şi II. Imprimeria C.F.R. Bucureşti, 1947.

Cîteva observaţii geologice asupra bazinelor Valea Jiului şi Haţeg

I. Marinescu

În articolul de faţă s-a căutat să se facă cîteva precizări asupra geologiei şi paleogeografiei bazinelor Valea Jiului şi Haţeg, bazate pe observaţii de teren şi pe elemente faunistice.

A. Depozitele cretacice superioare

Formaţiunile cretacice superioare au fost cunoscute mai întîi în bazinul Haţeg [4] şi apoi în bazinul Valea Jiului [2].

În bazinul Valea Jiului, cretacicul superior are o dezvoltare mai restrînsă şi a fost recunoscut numai în partea de est, pe marginile bazinului. Astfel, pe marginea de sud, cretacicul superior aflorează între P.Lupşeştilor la vest şi P.Ciotina (Sălătruc) la est. El formează baza flancului meridional al structurii sinclinale sudice [6].

Depozitele cretacice din această zonă apar în facies mixt litoral — neritic, aşa cum rezultă din prezenţa pietrişurilor, gresiilor calcaroase cu acteonelle, nerineide (facies de tip Gossau) etc. şi a marno-argilelor cu inocerami. Vîrsta acestor depozite este sigur senoniană şi probabil, în bază, turonian superioară.

La sud de staţia C.F.R.-Livezeni, cretacicul a fost recunoscut de noi la cantonul C.F.R. bifurcaţie şi apare în săpăturile de la nord şi est de clădire. Acest cretacic stă pe ofiolitele şi amfibolitele pînzei getice, a căror grosime vizibilă este de circa 5—6 m. Aşezarea cretacicului superior pe autohtonul pînzei getice trebuie să se situeze ceva mai la est. În acest caz, rocile bazice din fruntea pînzei getice, cuprinse între cretacicul de la cantonul C.F.R. şi formaţiunea de tip Schela de lîngă linia ferată, apar depăşite de transgresiunea senoniană, undeva sub şesul aluvial al Jiului Ardelean (amonte de confluenţa cu Jiul Romînesc).

În malul stîng al Jiului Ardelean, amonte de confluenţă, deşi formaţiunea de tip Schela şi calcarele (jurasice ?) apar deschise, nu se poate observa contactul lor cu depozitele cretacice, din cauza deluviilor de pantă. La est de Jiul Ardelean, în fundul Izvorului Pîrîienilor, cretacicul este reprezentat prin gresii fine, calcaroase, tari, cu diaclaze cu calcit (uneori cu nerineide), intercalate cu argile cenuşii-verzui. Apar, de asemenea, conglomerate cu elemente rulate de cuarţ şi roci cristalofiliene, cu diametre de 1—5 cm. De remarcat prezenţa în conglomerate a unor lentile de gresii calcaroase şi marno — calcare.

În fundul Izvorului Pîrîienilor, pe drum şi pe afluenţii sudici ai acestuia, cretacicul stă iarăşi pe amfibolitele pînzei getice.

Sub acest aspect, poziţia cretacicului trebuie pusă pe seama transgresiunii cretacice superioare, care s-a produs în urma mişcărilor subhercinice, ce au definitivat raporturile între pînza getică şi autohton.

Depozitele cretacice cu aspect asemănător apar şi pe marginea de nord a bazinului, între pîraiele Taia şi Răscoala [2].

La nord de Petrila, în plină zonă cristalină, în unele alunecări de teren, din versantul de est al P.Roşia,

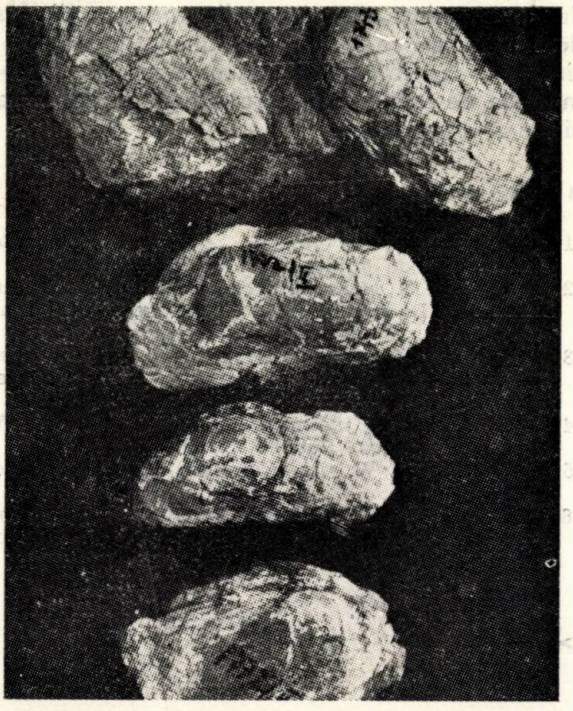


Fig. 1. *Unio inaequiradiatus* Gümbel, orizontul superior din bazinul Valea Jiului (oligocen superior — acvitanian), V. Aninoasa — P. Piscu (afluent).

Fig. 2. *Neancyloceras retrorsum* Schluter (campanian-maastrichtian), P. Băniţa— V. Tincoreşti în capătul de sud-est al Bazinului Haţeg.

apar gresii gălbui-roşiatice cu bob mijlociu, care conţin resturi de inocerami. Aceste gresii aparţin unui petic de senonian aşezat peste calcarele portlandiene sau urgoniene [1] [7] din Muntele Roşia şi peste micaşisturile pînzei getice. Aşa cum este figurat pe harta geologică 1:500 000 a Comitetului geologic şi pe schiţa geologică a R.P.R. întocmită de M.I.P.C., peticul de cretacic ar reprezenta un rest din depozitele turonian-superioare-senoniene, care acopereau o bună parte din zona de est a bazinului Valea Jiului. Rezultă deci că acest petic se unea cu fîşia de depozite cretacice de pe rama de nord a bazinului, între văile Taia şi Răscoala.

Problema legăturii apelor din bazinul Valea Jiului cu marea din timpul senonianului se poate rezolva prin examinarea hărţii geologice, la scara 1: 500 000, observînd că peticul de sub Muntele Roşia este situat mai la nord decît cele două fîşii de depozite cretacice marginale. Legătura cu vechea mare senoniană trebuie căutată deci tot mai la nord şi depinde în bună măsură şi de poziţia calcarelor recifale.

La nord de Petroşani, pe V. Băniţei, calcarele recifale din Muntele Roşia se termină în versantul stîng, deasupra şoselei. Ele reapar totuşi puţin mai la nord, lîngă Peştera Boliei, fiind în asociaţie cu diabazele metamorfozate din şosea (sub dealul Cetatea Boliei).

Către nord calcarele de la Peştera Boliei, care sînt o continuare a celor din Muntele Roşia, se legau cu cele din versantul drept al Văii Jugureasa, care se întind către nord şi nord-vest pe marginea bazinului Haţeg.

Din examinarea versantului stîng al Văii Jugureasa reiese că, peste calcarele recifale ce stau pe cristalinul getic, apar gresii grosiere roşiatice friabile, ce reprezintă baza cretacicului superior. Peste acestea se aşază, probabil transgresiv, gresii micacee gălbui, ce se desfac în lespezi, paralele cu stratificaţia. Acestea suportă un pachet gros de marne cenuşii nisipoase şi gresii argiloase micacee bine deschis pe P. Tincoreştilor, afluent pe stînga Pîrîului Băniţa.

Toate aceste depozite cretacice vizibile la sud-est de Băniţa, pe afluenţii Pîrîului Băniţa, reprezintă extremitatea de sud-est a bazinului Haţeg, unde depozitele cretacice din Valea Jiului şi Haţeg sînt astăzi foarte apropiate.

Din aceste marne şi gresii cenuşii provine exemplarul de inoceram de talie mare, din care Palfy a făcut specia *Inoceramus hungaricus* Palfy [5].

Într-un timp foarte scurt am reuşit să colectăm din P.Tincoreştilor fauna prezentată în figurile 1 şi 2, pe care am determinat-o după lucrarea redactată de M. M. Moskvina :

— *Neancyloceras retrorsum* Schluter ;
— *Pachydiscus* sp ;
— *Texanites* cf. *texanus* Roem ;
— *Inoceramus salisburgensis* Fugg et Kastn ;
— *Inoceramus* cf. *latus* Mantell ;
— *Inoceramus* cf. *striato-concentricus* Gümbel.

Prezența amoniților indică sigur vîrsta senonianului superior (campanian-maastrichtian) a depozitelor de la Bănița în facies de mare mai adîncă. Ultimele două specii de inocerami ar indica și prezența cel puțin a unei părți din turonianul superior. Apropierea dintre peticele de depozite cretacice de la Bănița și Muntele Roșia și poziția lor discordantă față de aceleași calcare recifale ne arată că a existat o legătură între ele.

Într-adevăr, marea senoniană din marele golf al Hațegului își trimitea o prelungire pe lîngă calcarele recifale, pînă în zona de est a bazinului Valea Jiului. Prezența faciesului litoral în acest bazin indică apropierea țărmului, adîncimea și lățimea redusă a apelor senoniene, spre deosebire de apele mai adînci și mai larg deschise din golful Hațeg, unde apare faciesul marnos cu amoniți.

Rezultă deci că legătura dintre bazinul Hațeg și Valea Jiului s-a făcut în timpul senonianului peste calcarele portlandiene sau urgoniene* de la Peștera Boliei și Petrila. Se confirmă astfel ideea emisă de I. Popescu-Voitești în 1930 cu privire la legătura dintre cele două bazine.

Putem încă să presupunem că legătura dintre cele două fișii marginale de depozite cretacice din bazinul Valea Jiului se făcea pe la capătul de est al bazinului. S-ar explica astfel absența depozitelor cretacice în forajul ISEM de la Livezeni, care a intrat din formațiunea bazală direct în micașisturile pînzei getice.

B. Formațiunile paleogene

În bazinul Valea Jiului, paleogenul este reprezentat printr-o serie comprehensivă, groasă de peste 1 200 m, care se dezvoltă între eocenul terminal și acvitanian. Caracterul comprehensiv reiese din dificultatea de a diferenția seria, lipsită de repere stratigrafice clare și plină de repetiții litologice. Astfel, pachete de argile roșii și verzi răspîndite în formațiunea bazală se întîlnesc și în orizontul productiv (între stratele de cărbune 15 și 17), fiind frecvent abundente și în orizontul superior, grezos-conglomeratic. De asemenea, rocile cărbunoase, foarte dezvoltate în orizontul mediu, apar rareori în orizontul bazal (V. Arsului-Vulcan) și chiar în cel superior (Valea Jiului Românesc, versantul stîng).

În orizontul bazal, deși fauna și microfauna sînt considerate absente în pachetele de argile roșii, există totuși unele calcare lentiliforme (D. Babei, Vulcan), în care C. V. Papiu a identificat fragmente de moluște și foraminifere puternic dizolvate, precum și resturi de echinide, brachiopode etc. Aceste calcare pseudooolitice pot proveni, după părerea lui C. V. Papiu, dintr-un flanc de recifi sau dintr-o zonă interrecifală. Formarea acestor calcare se datorește reprecipitației, cu nașterea multor corpusculi pseudooolitici, de natură chimică.

Asemenea calcare apar și la Vulcan (V. Crevedia) și în fișia de sedimente din fața Chicerii.

Ciclul de sedimentare paleogenă, care începe cu orizontul bazal, se încheie prin ultimele bancuri de gresii și conglomerate ale orizontului superior. Caracterele fosilelor găsite de noi în acest orizont (fig. 3) — *Brotzia escheri* Brong var. *grossecostata* Klein, *Unio inaequiradiatus* Gümbel și *Planorbis* sp.* — par să indice un facies lacustru. Acest fapt dovedește că legătura dintre golful Hațeg și bazinul Valea Jiului nu a funcționat în timpul acvitanianului. Ridicarea cristalinului getic de la nord de bazin a provocat închiderea culoarului de legătură, ca efect al mișcărilor savice.

Fig. 3. *Inoceramus Salisburgensis* Fugg et Kastn (campanian superior), P. Bănița— V. Tincorești (capătul de sud-est al bazinului Hațeg).

O sincronizare a paleogenului de la Bănița-Peștera Boliei cu cel din zona Petrila pare dificilă. Conglomeratele roșii cu elemente mărunte care apar în Pîrîul Tincoreștilor, peste marnele senoniene, ar putea aparține danianului. În șosea, ele trec la conglomerate cu elemente mari de cristalin, ce stau peste calcarele recifale. Această poziție ne sugerează existența unei transgresiuni eocene superioare (postlediene ?). În acest caz, nivelul superior al acestor conglomerate ar putea fi sincron cu baza orizontului inferior conglomeratic din Valea Jiului.

Lipsa unor date de teren nu ne îndreptățește să continuăm paralelizarea depozitelor din cele două bazine. Este posibil ca unele gresii de la Merișor să aparțină unui orizont sincron cu cel superior conglomeratic din Valea Jiului sau poate cu cel inferior roșu atribuit de noi eocenului terminal**.

* Gh. Iliescu, comunicare verbală.

* Determinate de colectivul Mărgărit-Dragu-Chivu (Laboratorul TPEM)

** I. Marinescu, Lucrare de diplomă (1960), Petroșani, arhiva Institutului de mine.

Acest fapt s-ar baza pe extinderea mare pe care au avut-o aceste depozite. În zona estică a bazinului Valea Jiului, ele s-au întins mult la est de Răscoala, după cum arată peticele rămase pe cristalinul getic (Ghika-Budeşti, 1939). Un astfel de petic, situat în afara colţului de vest al bazinului, peste seria de Tulişa, a fost identificat la Stînile Pleşii (L. Pavelescu, 1949).

O problemă neclarificată, în legătură cu paleogenul este şi explicarea dispoziţiei încrucişate a stratelor de cărbuni din bazinul Valea Jiului. Într-adevăr, pe cînd între Lupeni şi Lonea cărbunii se dezvoltă pe marginea de nord a bazinului, între Bărbăteni şi Cîmpul lui Neag stratele sînt mai dezvoltate pe marginea de sud. În orice caz, structura sinclinală sudică, conturată între Vulcan şi Iscroni, este practic sterilă, datorită înlocuirii rocilor cărbunoase cu psamite.

Invadarea facială a orizontului cu cărbuni de către gresii şi conglomerate a făcut pe unii cercetători * să atribuie formaţiunii bazale partea inferioară a orizontului productiv fosilifer.

Grosimea redusă a orizontului mediu şi lipsa cărbunilor au fost constatate de noi şi în faţa gării Livezeni. Această grosime mică ne îndreptăţeşte să prelungim spre est falia marginală sudică vizibilă la Vulcan şi Coroieşti (P. Mălineşti). De-a lungul acestei falii, depozitele orizontului mediu şi superior apar căzute faţă de depozitele orizontului bazal şi faţă de cretacic, rămase ridicate pe cristalinul getic. După părerea noastră, această falie se continuă în fundul Izvorului Pîrîienilor, unde conglomeratele şi gresiile acvitaniene din versantul drept stau lîngă cele cretacice din versantul drept.

Bancurile de conglomerate din versantul drept suportă alte bancuri de gresii şi conglomerate, cu înclinări constante spre nord-est, care se încarcă în V. Sălătruc cu depozite miocene fosilifere.

Rezultă deci că depozitele miocene [10] şi cele sarmatopliocene ** [13] formează umplutura sinclinalului de sud al bazinului Valea Jiului. Prezenţa faunei marine burdigaliene [10] şi existenţa sarmaţianului în bazinul Valea Jiului, constatată şi în bazinul Haţeg, ne fac să credem că legătura dintre cele două bazine s-a restabilit la începutul miocenului.

C. Formaţiuni periglaciare cuaternare

Sub denumirile improprii de „pintenul de calcar" sau „pseudopintenul de calcar", apărute în documentaţia geologică nepublicată ***, s-a definit „masivul" de calcar de la Paroşeni, din D. Arsurii. Considerat în mod greşit ca un element avansat al cristalinului de la nord de bazin (peninsulă tectonică), acest depozit este de fapt o veche prăbuşire stîncoasă cuaternară, pusă în evidenţă de A. Streckeisen şi N. Gherase (1933). Figurat ca atare pe schiţa tectonică a Carpaţilor Meridionali, dintre Valea Jiului şi Valea Timişului, relieful din D. Arsurii este definit de autori ca: „un eboulement. Ce sont de grands blocs qui se sont detachés des parois calcaires de la Zănoaga, ont couvert le bord du bassin et glissent encore sur les couches molles du Tertiaire".

După părerea noastră este vorba de un fenomen periglaciar, sincron cu glaciaţiunea din masivele Pârîng şi Retezat, situate în apropiere.

Desprinderea megablocurilor a fost posibilă datorită acţiunii mecanice a gheţii din fisuri şi crăpături (în regim de îngheţ peren), care a acţionat ca adevărate dălţi naturale. În urma desprinderii, blocurile mari au alunecat pe o suprafaţă de glisare oferită de şisturile grafitoase ale seriei de Tulişa, care suportă calcarele. Datorită frecării au fost smulse şi tîrîte pe traseu chiar argile roşii din orizontul bazal, fapt verificat prin foraje. Unele blocuri mai mici s-au rostogolit şi au ajuns pînă lîngă Jiu.

D. Observaţii tectonice

Accidentul tectonic cel mai important, care afectează sedimentele din bazin, rămîne falia marginală nordică. De-a lungul acestei falii longitudinale, sedimentarul de pe marginea de nord a bazinului apare căzut faţă de cristalinul getic şi cel autohton de pe rama nordică. Aceasta reiese din faptul că peticul de sedimentar din Stînile Pleşii, situat la cota 1 815, apare ridicat cu circa 1 000 m faţă de sedimentarul paleogen al bazinului, ceea ce s-a observat în multe locuri între Cîmpul lui Neag şi Petroşani.

Dacă la nord de Vulcan falia marginală nordică ia aspectul unui contact ezitant (V. Arsului), la nord de Dîlja se mai observă totuşi caracterul de încălecare (P. Boţanilor).

Dispariţia succesivă a orizonturilor inferior şi mediu de pe marginea de nord realizată între Lupeni şi Bărbăteni arată că amploarea încălecării faliei creşte de la est la vest. Îngustarea bazinului către vest se datoreşte tocmai efectului de încălecare a faliei marginale nordice. Odată cu retragerile de pe Văile Mirleasa şi Urseasca, se observă o slabă lăţire locală a bazinului şi apariţia de sub planul de încălecare a depozitelor orizontului bazal *.

Terminarea faliei marginale nordice la vest şi est pare destul de confuză. În zona de est, la Petroşani şi Petrila, este posibil ca falia să se oprească în planul unei falii transversale sau diagonale. Problema va fi lămurită prin foraje.

În privinţa terminaţiei de la vest, credem că falia se prelungeşte dincolo de extremitatea bazinului şi afectează calcarele jurasice **, care apar în Valea Jiului Romînesc. La sud de această vale,

* T. Borş, Raport Bărbăteni-Uricani, 1959, arhiva T.P.E.M.

** Gh. Rădulescu, 1959 şi I. Drăghindă, 1960.

*** T. Borş şi I. Marinescu, Raport geologic, 1960, arhiva T.P.E.M.

* În fundul Văii Mirleasa, depozitele bazale greşit au fost trecute la orizontul superior (T. Borş, 1959, arhiva T.P.E.M.)

** Calcarele ar fi „urgoniene" (N. Gherase, 1953, arhiva Comitetului geologic).

falia ar putea să existe între lama nordică a cristalinului de Oslea, care pare să încalece spre est, peste formațiunea de tip Schela. De fapt, ambele serii prezintă în general înclinări constante spre vest.

Acest fapt indică și vîrsta faliei, care s-a format probabil în urma mișcărilor pireneene. În orice caz, datorită acestei falii, cristalinul de sub bazin s-a scufundat, permițînd ca în depresiunea creată să se instaleze un domeniu de sedimentare.

Ridicările verticale ale cristalinului getic de la nord de Vulcan și Petrila au suspendat culoarele ce legau bazinul Valea Jiului cu golful Hațeg în timpul cretacicului superior și la începutul oligocenului (sfîrșitul eocenului ?).

Culoarul de la nord de Petrila a mai funcționat totuși în timpul burdigalianului și sarmațianului.

Sub acest aspect, bazinul Valea Jiului a constituit de fapt o prelungire apendiculară a marelui golf al Hațegului, care era legat de bazinul Transilvaniei. Se infirmă astfel ideea exprimată de Nopcsa și Gh. Macovei, după care comunicația Petroșanilor cu golful marin al Hațegului de la nord era imposibilă (Voicu, 1954), din cauza pragului de calcare recifale.

În această concepție se impun cercetări geologice minuțioase în cele două bazine, care pot duce la rezultate economice interesante cu privire la formarea și extinderea zăcămintelor de cărbuni.

Bibliografie

[1] Codarcea, Al. și Răileanu, Gr. *Mezozoicul din Carpații Meridionali.* Acad. R.P.R., Stud. și cercet. geol., t. V, nr. 4, București, 1960, p. 596—598.

[2] Drăghindă, I. *Prezența cretacicului superior în bazinul Petroșani.* Comunicările Academiei R.P.R., t. VI, nr. 6, București, 1956, p. 831—838.

[3] Ghika-Budești, St. *Les Carpathes Méridionales centrales.* An. Inst. geol. roum., vol. XX, hartă și schiță tectonică, București, 1940.

[4] Laufer, F. *Contribuții la studiul geologic al împrejurimilor orașului Hațeg.* An. Inst. geol. roum., vol. X. 1921—1924, București, p. 301—333.

[5] Macovei, Gh. și Atanasiu, I. *L'évolution géologique de la Roumanie-Crétacé.* An. Inst. geol. roum. vol. XVI, 1931, București, 1934, p. 111.

[6] Marinescu, I. *Contribuții la studiul geologic al bazinului carbonifer Valea Jiului.* În : Revista Minelor, vol. XII, nr. 7, București, 1961, p. 291—296.

[7] Mercus, D. *Asupra prezenței urgonianului în regiunea Nadanova-Podișul Mehedinților.* Comunicările Acad. R.P.R., t. IX, nr. 9, București, 1959, p. 969—971.

[8] Moskvina, M. M. *Atlas verhemlovoi fauni severnovo Kavkaza i Krima.* Gostoptehizdat, Moskva, 1959, p. 131—198.

[9] Pavelescu, L. *Étude géologique et pétrographique de la région centrale et de sud-est des monts Retezat.* Ann. Com. géol., t. XXIV-XXV (résumés), Bucarest, 1958, p. 268—269.

[10] Răileanu, Gr. *Burdigalianul de pe P. Sălătruc și considerații generale asupra bazinului Petroșani.* În : Rev. univ. C. I. Parhon și Polit. Buc., nr. 6—7, București, 1955, p. 263—268.

[11] Streckeisen, A. și Gherase, N. *Recherches géologiques dans les Carpathes méridionales entre la Valée du Jiu, Caransebeș et les Portes de Fer. C.R. des séances,* Inst. géol. roum., t. XIX, 1930—1931, p. 153 et l'esquises tect., București, 1933.

[12] Voicu, Gh. *Cercetări geologice și micropaleontologice în bazinele Bahna și Petroșani.* D.S. Com. geol., vol. XXXVIII, 1950—1951, București, 1954, p. 248—251.

[13] Voitești, I. P. : *Le bassin de Petroșani dans le cadre géologique des dépressions carpathiques internes.* Bul. Soc. Roum. geol., vol. I, București, 1932, p. 57—70.

Cercetări mineralogice-petrografice asupra minereului din zăcămîntul de potasiu și magneziu de la Tg. Ocna-Gălean (Bacău)

Geolog **M. Olteneanu**

Sărurile de potasiu și magneziu prezintă o importantă materie primă ca îngrășămînt pentru agricultură și pentru industria chimică.

Existența acestei substanțe minerale utile a fost cunoscută în țara noastră încă din 1908, dar nu a făcut obiectul unor lucrări de prospectare și explorare decît începînd din 1954. În 1954, executîndu-se lucrări de explorare, care urmăreau extinderea exploatării masivului de sare la Tg. Ocna, pe valea pîrîului Gălean, în carotele extrase dintr-o sondă, s-au găsit indicații asupra prezenței unui zăcămînt de minerale de potasiu și magneziu.

Explorări detaliate, care au conturat primul zăcămînt de potasiu din R.P.R., au început încă din 1955, prin foraje, iar între anii 1957 și 1960 s-au executat lucrări miniere la mai multe orizonturi și foraje subterane.

Cunoașterea amănunțită a acestui zăcămînt, sub toate aspectele, a prilejuit o adevărată experiență pentru explorarea celorlalte zăcăminte, descoperite ulterior. Astfel s-a pus la punct metoda de explorare, s-au făcut cercetări amănunțite : geologice, mineralogice, petrografice, s-au aplicat diverse măsurători calitative și cantitative și s-au efectuat cercetări pentru punerea la punct a metodei de preparare a minereului.

Pentru a localiza zăcămîntul din punct de vedere geologic, menționăm că acesta este cantonat în Subcarpații răsăriteni, în zona marginală a flișului paleogen, la contactul cu zona

neogenă, şi este considerat de vîrstă helveţiană (Th. Iorgulescu şi M. Peneş).

În cadrul articolului se prezintă o sinteză a rezultatelor obţinute în urma cercetărilor mineralogice şi petrografice.

I. Istoricul cercetărilor

Primele analize mineralogice s-au executat din materialul provenit de la sonda de explorare nr. 9 Gălean, în cadrul laboratorului de mineralogie al Universităţii „C. I. Parhon" în 1957. În acelaşi an s-a început analiza mineralelor potasice şi în laboratorul de cercetări geologice I.E.C.M.

În 1959 se întocmeşte, sub auspiciile Facultăţii de geologie a Universităţii „C. I. Parhon", „Studiul mineralogic al zăcămîntului de săruri de potasiu şi magneziu de la Tg. Ocna-Gălean", de conf. Dan Rădulescu.

În martie—mai 1960, Institutul de tehnologie a sărurilor de potasiu din Gliwice, R. P. Polonă, a executat o serie de cercetări cu privire la tehnologia sărurilor de potasiu. În lucrarea trimisă de acest institut, prezentată sub titlul „Avizul cu privire la posibilitatea de a folosi roca de sare romînească de la întreprinderile saline Tg. Ocna-Bacău pentru prelucrarea în concentrate de potasiu", se fac unele comentarii cu privire la compoziţia mineralogică a zăcămîntului citat.

Tot în 1960, luna septembrie, Societatea „Lurgi Gesellschaft für Chemie und Hüttenwesen *m.b.H.*" trimite o lucrare cu titlul „Descrierea încercărilor de flotaţie executate cu săruri de potasiu romîneşti", în care se fac şi unele descrieri meneralogice.

În noiembrie 1960, în cadrul laboratorului I.E.C.M. s-a întocmit un studiu mineralogic-petrografic amănunţit şi sistematic asupra probelor colectate de la diverse orizonturi, de către personalul laboratorului. Au putut fi obţinute date suplimentare faţă de lucrările anterioare, atît datorită modului de colectare a probelor cît şi punerii la punct a procedeului de executare a secţiunilor subţiri în săruri, de către tehnician-geolog Adrian Albu. Analizele au fost făcute de M. Olteneanu, A. Radu şi D. Mercus.

II. Obiectul şi metoda cercetărilor

Pentru cunoaşterea zăcămîntului de la Tg. Ocna-Gălean din punct de vedere mineralogic-petrografic, s-au colectat sistematic probe de la orizonturile: —100, —175 şi —250 m, în număr de 257, din care s-au făcut analize microscopice, mineralogice şi petrografice.

Pentru determinări s-au executat analize în pulberi şi secţiuni subţiri. Analizele în pulberi au avut ca scop identificarea mineralelor, în special în rocile saline, în care nu se puteau executa secţiuni. Pentru diagnosticarea mineralelor în pulberi s-au utilizat lichide cu indici de refracţie stabiliţi. Analizele în secţiuni subţiri au folosit atît pentru determinarea mineralelor, a rocilor, a caracterelor structurale şi texturale, cît şi pentru determinarea raporturilor procentuale dintre minerale şi măsurarea dimensiunii particulelor.

Rezultatele analizelor au servit pentru urmărirea repartiţiei mineralogice în cadrul zăcămîntului, cît şi pentru orientarea analizelor chimice şi a cercetărilor de preparare a minereurilor.

În vederea determinărilor de laborator s-a utilizat literatura de specialitate, din care în mod deosebit citäm pe A. N. Winchell: „Mineralogia optică" şi A. A. Ivanov: „Bazele geologiei şi metodele de prospectare-explorare şi caracterizare a zăcămintelor de săruri de potasiu".

Din punct de vedere petrografic, clasificarea rocilor saline sau evaporite şi încadrarea caracterelor structurale şi texturale s-au făcut după Rinne şi Zavariski.

III. Generalităţi asupra rocilor saline sau evaporite

Sărurile minerale naturale formează o grupă bine caracterizată ca compoziţie chimică, fiind alcătuită preponderent din minerale halogene sau hidrochimice.

În grupa rocilor evaporite sau a rocilor saline se cuprinde o serie de tipuri litologice, deosebite sub raportul alcătuirii mineralogice, înrudite prin geneză: precipitarea chimică datorită evaporării mediului dispergent. De asemenea, cle sînt strîns legate prin proprietăţile chimice şi fizice, prin raporturile paragenetice ale mineralelor, cît şi prin condiţiile de zăcămînt.

La alcătuirea rocilor saline participă fie un singur mineral (halit sau ghips), fie asociaţii de minerale de precipitare cu adaosuri argiloase sau detritice.

O serie de minerale rezultă din asociaţia sărurilor haloide cu diverse săruri oxigenate, sulfaţi, carbonaţi, boraţi.

Toate se caracterizează prin duritate mică, luciu sticlos şi, de obicei, printr-o solubilitate accentuată.

Dintre metalele bivalente în halogenuri, cel mai frecvent este magneziul, urmat de calciu.

Predominarea sodiului asupra potasiului se explică prin fixarea potasiului în mineralele argiloase. Abundenţa clorului în apele marine este de sute de ori mai mare decît în scoarţa terestră. Asociaţiile de minerale saline formează roci al căror nume este dat de mineralul care predomină cantitativ în asociaţie.

IV. Prezentarea macroscopică a materialului

Descrierea macroscopică a materialului şi prezentarea tipurilor de mai jos s-au făcut printr-o cercetare atentă a rocilor în galerii şi după observaţii de laborator.

Prezentarea materialului după tipuri macroscopice are o deosebită importanţă, în special pentru o justă orientare a lucrărilor de explorare şi pentru lucrările de exploatare a zăcămîntului.

Pentru descrierea macroscopică a rocilor care apar în lucrările miniere s-au creat patru tipuri, după prezenţa sau absenţa sărurilor de potasiu sau a materialului argilos, fiind evidentă şi o ritmicitate de apariţie a acestora.

Astfel au fost stabilite următoarele tipuri de roci:

T i p u l A, format din brecie, în care predomină halitul, cu sau fără minerale potasice, cu fragmente de marnă sau argile, cu sau fără fragmente de gresie. Materialul clastic are dimensiuni sub 4 cm.

T i p u l B, o brecie asemănătoare cu cea descrisă mai sus, în care însă fragmentele clastice sînt mai mari de 4 cm.

T i p u l C cuprinde breciile descrise mai sus, în care fragmentele de marnă au oglinzi de frictiune.

T i p u l D, o brecie în care predomină fragmentele de marnă, cu sau fără fragmente de gresie, cu sau fără halit, cu sau fără săruri de potasiu.

Este caracteristică prezenţa în cantităţi mari a materialului argilos. Masele compacte de halit ocupă porţiuni mari în cadrul zăcămîntului. Mase compacte de săruri de potasiu nu se cunosc în cadrul zăcămîntului. Sînt unele zone în care apar lentile alungite de săruri de potasiu, care au însă grosimi mici.

V. Descrierea mineralelor determinate

Compoziţia mineralogică a zăcămîntului de la Tg. Ocna-Gălean prezintă o varietate atît calitativă cît şi cantitativă.

Au fost identificate aici minerale aparţinînd diverselor grupe: a) cloruri — halit, silvină, carnalit; b) sulfaţi — kainit, langbeinit, picromerit, polihalit, kiserit, epsomit, leonit; anhidrit, ghips.

Vom descrie mineralele întîlnite, dînd relaţii în legătură cu participarea lor în cadrul zăcămîntului, şi principalele caractere macroscopice şi microscopice, după care au fost recunoscute.

În alt capitol vom descrie asociaţiile de minerale sub forma lor de roci saline sau evaporite.

H a l i t u l, sarea gemă, ClNa, este cel mai frecvent mineral în cadrul zăcămîntului. Apare asociat în toate rocile saline, cristalizează în sistemul cubic, prezintă clivaj perfect. Uneori clivează după (111). Se prezintă în cristale cubice sau în mase granulare xenomorfe. Duritatea este 2,5 şi greutatea specifică 2,1—2,2. Prezintă incluziuni de argilă, din care cauză este colorat în cenuşiu. S-a întîlnit şi halit colorat în roz, datorită incluziunilor de oxizi ferici, şi halit colorat în albastru. După unii autori, această coloraţie se datorează deformaţiilor plastice şi dispersiei de sodiu metalic coloid. La încălzirea sării pînă la 200°C, coloraţia dispare. Cum această coloraţie, ce caracterizează mai ales sarea din zăcămintele potasice, se poate obţine şi prin expunerea sării

geme la razele ultraviolete. Betehtin (1953) explică coloraţia albăstruie ca fiind rezultată în urma bombardării ionilor Na din reţeaua sării (care se transformă în neutroni) cu particule β, provenite din dezintegrarea radioactivă a radiopotasiului şi rubidiului din sărurile potasice. S-a observat şi halit cu incluziuni de gaze (fig. 1).

Fig. 1. Halit cu bule de gaze.

Din punct de vedere optic, sarea cristalizînd în sistemul cubic, la microscop fiind izotropă, se determină după indicele de refracţie, $N = 1{,}54$.

Silvina, ClK, are un conţinut teoretic de 52,2 % K. Este principalul mineral potasic în cadrul zăcămîntului Tg. Ocna-Gălean, foarte des întîlnit în diverse asociaţii. Cristalizează în sistemul cubic clasa holoaxă; din punct de vedere optic este izotropă. Spre deosebire de halit, are indicele de refracţie mai scăzut, $N = 1{,}490$. Cele două minerale la microscop se pot deosebi numai pe acest criteriu. Prezintă macle frecvente.

Silvina, în formă pură, este incoloră sau albă. Apare însă frecvent de culoare roz sau roşu-brun.

Razumovskaia (1927), care a analizat sărurile de potasiu de la Solikamsk (U.R.S.S.), explică această coloraţie ca fiind datorită incluziunilor fine de hematit. Analizele chimice asupra silvinitelor de la Tg. Ocna-Gălean arată lipsa Fe_2O_3.

S-a ajuns la concluzia că o anumită aşezare spaţială şi maclarea cristalelor de silvină produc o descompunere a razei de lumină, rezultînd astfel coloraţia respectivă.

În silvină au fost observate adeseori incluziuni de gaze, în special în probele colectate de la orizonturile inferioare (fig. 2). Nu s-au executat analize pentru determinarea conţinutului acestor incluziuni. În literatura de specialitate se arată că aceasta ar fi provenit din azot, acid carbonic, hidrogen, metan şi chiar heliu, produs al dezintegrării radioactive.

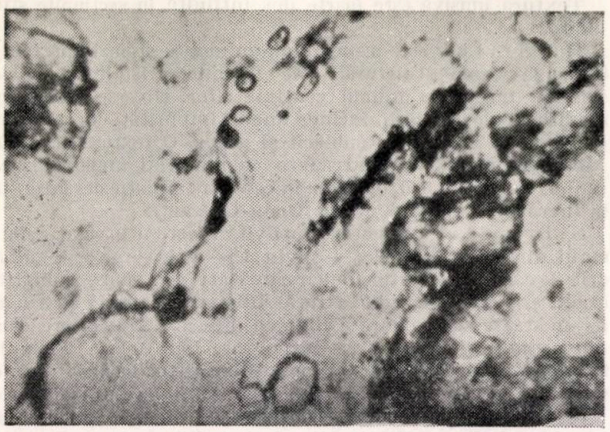


Fig. 2. Silvină + halit cu bule de gaze.

Un caracter luat în considerare pentru determinările expeditive este gustul amar înţepător.

Carnalitul, $KCl\ MgCl_2\ 6H_2O$, s-a observat foarte rar, şi în cantitate mică, în zonele superioare ale zăcămîntului, probabil rămas dintr-o masă mai mare, care ulterior a fost dizolvată. Proprietăţi microscopice: optic pozitiv, unghiul axelor optice 70°. Indicele de refracţie, $N = 1{,}472$.

Kainitul, $KCl\ MgSO_4\ 3H_2O$, este foarte răspîndit în zăcămîntul Tg. Ocna-Gălean. Cantitativ deţine al doilea loc după silvină dintre sărurile de potasiu. Cristalele de kainit se găsesc foarte rar şi sînt tabulare sau prismatice.

În acest zăcămînt se găseşte sub formă de mase compacte, formate din granule mici, în strînsă parageneză cu halitul şi alte minerale. În unele cazuri umple golurile dintre fragmentele de brecie, avînd structură fibroasă, fiind de natură secundară.

Pentru kainit este caracteristică culoarea galben deschis şi galben de miere. Uneori este brun-cenuşiu sau galben-cenuşiu. Se dizolvă uşor în apă, are însă higroscopicitate mai redusă decît alte minerale de sare. Gustul este slab sărat, amărui, leşios. A. A. Ivanov îl citează ca formînd concentraţii de importanţă economică în unele zăcăminte din Subcarpaţii răsăriteni. Caracterele optice: este biax, unghiul axelor optice 85°, birefringenţa 0,022. Indicele de refracţie $N = 1{,}502$.

Prin alterare, kainitul trece în epsomit şi picromerit (fig. 3).

Langbeinitul, $K_2SO_4 2MgSO_4$, se întîlneşte foarte rar şi, în cantităţi mici, nu prezintă clivaje. Spărtura lui este neregulată şi concoidală. Are culoare roz-violet slab, cenuşiu deschis şi cenuşiu-alb. Unele varietăţi au asemănări cu cuarţul.

Langbeinitul se acoperă în scurt timp cu o pulbere fină, datorită umidităţii atmosferice, ca urmare a alterării şi

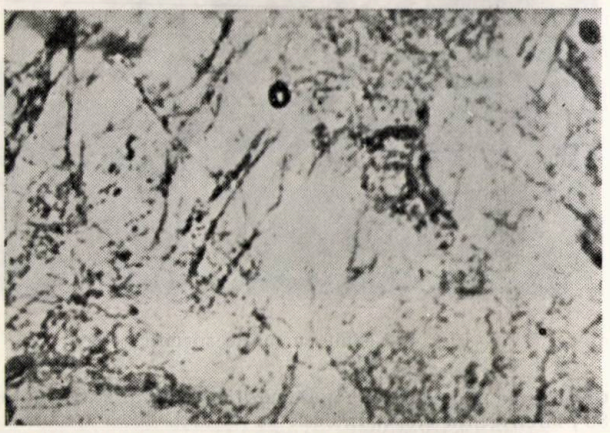


Fig. 3. Kainit epsomitizat.

transformării în epsomit. Cristalizează în sistemul cubic, ca halitul şi silvina, şi este izotrop. Din această cauză, identificarea acestuia este foarte dificilă. Indicele de refracţie, $N = 1{,}572$, este singurul criteriu valabil de identificare la microscop.

Picromeritul (schönitul), $K_2SO_4 MgSO_4 6H_2O$, produs din alterarea kainitului, se întîlneşte întotdeauna în asociaţie cu acesta, are culoare gălbuie, murdărită uneori de prezenţa argilei, cristalizează în sistemul monoclinic. Caractere optice: unghiul axelor optice 48°, optic pozitiv, birefringenţă 0,025. Indicele de refracţie $N = 1{,}461$.

Polihalitul, $2CaSO_4\ MgSO_4\ K_2SO_4 2H_2O$, face parte dintre cele mai răspîndite minerale potasice. În zăcămîntul de la Tg. Ocna-Gălean se găseşte în stratulete sub formă de intercalaţii sau ca fibre şi cuiburi foarte mici, subţiri, cu o răspîndire foarte redusă; are originea primară singenetică. Uneori este epigenetic, format din polihalitizarea mineralelor de sare. Apare sub formă de mase compacte criptocristaline.

Spărtura este neregulată, concoidală şi aşchioasă, iar la margini mineralul are o luminescenţă slabă şi uneori un luciu mătăsos. În apă se dizolvă greu; nu are gust. Culoarea polihalitului este foarte variată şi, adeseori, în limita aceleiaşi bucăţi se schimbă brusc. Este colorat în diverse nuanţe de

roşu-brun, roz-violet, portocaliu-roşu, galben-portocaliu, galben-cenuşiu-alb şi alb. Polihalitul cenuşiu şi alb seamănă, prin aspectul lor exterior, cu anhidritul, cu care poate fi uşor confundat şi prin duritate.

Din punct de vedere optic este biax negativ; unghiul axelor optice este de 62°. Indicele de refracţie $N = 1{,}599$.

Kiseritul, $MgSO_4H_2O$, apare rar în zăcămîntul de la Tg. Ocna-Gălean. Se găseşte sub formă de depuneri infime faţă de celelalte minerale. Se poate diagnostica numai cu ajutorul microscopului.

Face parte dintre mineralele cele mai higroscopice şi în aer se transformă repede în epsomit.

Caracterele microscopice: optic negativ, unghiul axelor optice 57°, birefrigenţa 0,664. Indicele de refracţie $N = 1{,}535$.

E p s o m i t u l, $MgSO_4\ 7H_2O$, este răspîndit în zonele cu kainit, ca mineral secundar, provenit din alterarea acestuia. La microscop se observă deseori cristale de kainit epsomitizate. Se prezintă ca o pulbere alb-cenuşie. Se formează prin alterarea şi hidratarea altor sulfaţi, ca: langbeinit, kiserit şi picromerit.

Caracterele microscopice: biax optic negativ, unghiul axelor optice 52°. Indicele de refracţie $N = 1{,}446$.

L e o n i t u l, $MgSO_4\ K_2SO_4\ 4H_2O$, se întîlneşte foarte des în parageneze diferite. Prezintă macle caracteristice (fig. 4).

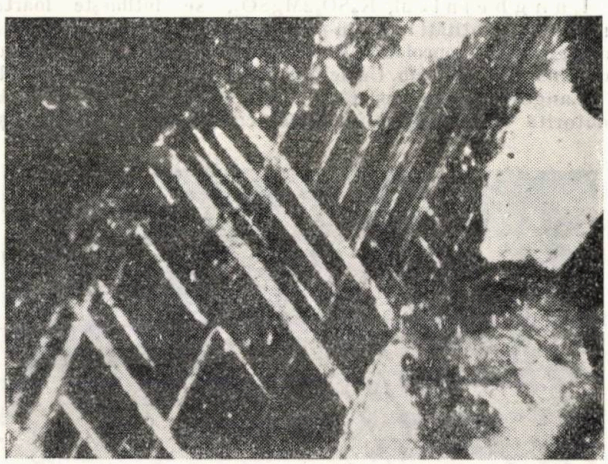


Fig. 4. Leonit cu macle specifice.

Caracterele microscopice: optic pozitiv, unghiul axelor optice 86°, birefrigenţa 0,008. Indicele de refracţie $N = 1{,}490$.

A n h i d r i t u l, SO_4Ca, este foarte răspîndit în cantităţi mici în zăcămînt, în parageneză cu sarea gemă sau cu polihalitul. De obicei formează concentraţii reduse, compacte, fin granulare, alteori sub formă de prisme sau bastonaşe scurte. Culoarea este foarte variată: alb, cenuşiu sau roz.

Caracterele microscopice: biax negativ, unghiul axelor optice 42°, birefrigenţa 0,044. Indicele de refracţie $N = 1{,}603$.

Ghipsul, $CaSO_4\ 2H_2O$, rar răspîndit în asociaţie cu sarea şi polihalitul, se prezintă sub formă de cristale, care se recunosc după proprietăţile optice.

Caracterele microscopice: biax pozitiv, unghiul axelor optice 58°, birefrigenţa 0,010. Indicele de refracţie $N = 1{,}543$.

VI. Descrierea petrografică şi a caracterelor structurale şi texturale ale rocilor saline întîlnite în zăcămînt

Din studiul rocilor sau al asociaţiilor minerale, al raportului de mărime a cristalelor, structura, şi din modul de aşezare în spaţiu a mineralelor, textura, se trag concluzii importante, atît din punct de vedere ştiinţific cît şi practic. Rocile saline sau evaporite sînt roci sedimentare de precipitare chimică, care se compun dintr-un singur mineral sau din asociaţii de minerale de precipitare cu adaosuri argiloase sau detritice. După clasificările recente ale rocilor saline (Ruhin şi Fulda), între care se includ şi rocile din zăcămîntul Tg. Ocna-Gălean, denumirea acestora derivă de la aceea a mineralului predominant, căreia i se adaugă sufixul „it".

Considerîndu-se, din observaţiile microscopice, preponderenţa silvinei asupra celorlalte minerale, roca se va numi silvinitit, ş.a.m.d.

Structurile rocilor saline sau evaporite au fost pînă în prezent puţin studiate. Aceste roci îşi schimbă cu uşurinţă caracterele, atît sub influenţa variaţiilor de presiune şi temperatură cît şi sub influenţa dizolvării (diageneză).

Din aceste motive, evaporitele prezintă rar structuri primare. Cele mai frecvente sînt structurile secundare, motiv pentru care Rinne şi Zavariski au propus pentru structurile rocilor saline nomenclatura utilizată pentru definirea structurii rocilor metamorfice.

Ca structuri primare se observă, de obicei, structuri cristaline-granulare, de la cristale mari idiomorfe, la halit şi silvină, pînă la structuri fine criptocristaline, la sulfaţi, polihalit şi anhidrit.

Structurile secundare, des recunoscute, se aseamănă cu structurile rocilor cristaline.

Structurile cristoblastice au luat naştere prin metamorfozarea rocilor evaporite în timpul mişcărilor tectonice, care au afectat depunerile iniţiale din zona Tg. Ocna şi ca urmare diageneza unor minerale.

S-au deosebit structuri:

homeoblastice, în care toate mineralele au cam aceleaşi dimensiuni;

lepidoblastice sau lamelare;

nematoblastice, structuri fibroase;

radiare, mineralele plecînd de la un centru sub formă de raze;

heteroblastice, cristale mari (porfiroblaste), apar alături de cristale mici.

Structurile metasomatice rezultă din substituirea unui mineral cu altul, de exemplu kainit cu epsomit.

Structuri cataclastice, ca rezultat al presiunilor, sînt des întîlnite, cum ar fi structura breciformă, care este foarte răspîndită.

De asemenea, s-au observat structuri intersertale în asociaţia polihalitică cu halit, în care fibrele de polihalit imprimă rocii această structură.

Structurile cristaloblastice sînt des întîlnite la silvinitele care, datorită deformaţiilor plastice pe care le-au suferit halitul şi silvina sub influenţa presiunii, au forme alungite.

Foarte frecventă este structura fibroasă şi de crustificaţii, care se observă la brecii formate din fragmente angulare de argile, marne şi gresii, la care cimentul interstiţial, format din săruri de potasiu, are caracter fibros.

Structura de bordură se datorează benzii roşiatice care mărgineşte granulele de silvină, constituită din incluziuni de hidrogoetit.

Textura caracterizează modul de aşezare în spaţiu a elementelor. Texturile neregulate sau neorientate arată o aşezare fără nici o ordine a componenţilor şi dovedesc o aşezare discontinuă sau tulburată a materialului.

Textura orientată sau microstratificată rezultă din tasarea diagenetică, care a avut efect mai puternic în unele zone ale zăcămîntului, imprimînd o orientare a particulelor.

Textura masivă este foarte des întîlnită în secţiunile studiate.

H a l i t i t u l este o rocă monominerală şi poate prezenta întreaga gamă structurală, de la microcristalină pînă la cristale mari, de ordinul centimetrilor. Diverse incluziuni modifică culoarea sării. Include uneori impurităţi din adaosuri de argilă şi marnă sau anhidrit şi ghips. O textură primară, rubanată, rezultă din alternanţa cu material argilo-marnos, sau de coloraţia sării, de la alb la cenuşiu, situaţie des întîlnită în lucrările miniere de la Tg. Ocna-Gălean.

S i l v i n i t i t u l sau halitosilvinul, este o asociaţie formată din halit 25—60% + silvin 15—40% + ghips + anhidrit + carnalit. Conţine mici cantităţi de ghips, anhidrit, argilă şi prezintă uneori textură rubanată, datorită alternanţei de strate cu compoziţia chimică diferită. Are culoare albă sau roşcată şi gustul sărat înţepător. Este foarte răspîndit în zăcămîntul Tg. Ocna-Gălean. Silvinititul leonitic este o varietate în care leonitul se găseşte într-un procent mai mare.

K a i n i t i t u l, cu un conţinut de 40 — 70% kainit şi 30—50% halit, rezultă în primul rînd din asocierea diagenetică a celor două minerale. Cuprinde şi alte minerale delicvescente, ca: epsomit, leonit, picromerit etc., şi incluziuni lichide.

Este a doua rocă din punct de vedere cantitativ dintre rocile evaporite şi este foarte răspîndit în zăcămîntul Tg. Ocna-Gălean.

Polihalititul conţine, alături de polihalit, o serie de săruri, ca : anhidrit, în asociaţia polihalit + anhidrit, sau halit, în asociaţia polihalit + halit ş.a.

Anhidritul şi halitul pot fi substituiţi secundar prin polihalit. Această rocă este răspîndită sub formă de străturleţe subţiri lenticulare.

Carnalititul are compoziţia tipică 40—80% carnalit şi 18—50% halit. Conţine incluziuni. Carnalititul nu se găseşte ca rocă în zăcămîntul Tg. Ocna, însă există ca mineral în asociaţie cu alte minerale.

VII. Rezultate granulometrice

Deosebit de interesant pentru exploatarea şi prepararea substanţei utile este cunoaşterea raportului procentual al prezenţei mineralelor componente pe orizonturi şi pe zăcămînt, a dimensiunilor mineralelor şi a dimensiunilor concrescenţelor. Rezultatele reprezentînd valorile medii, sînt redate în tabelele 1, 2 şi 3.

VIII. Distribuţia substanţei utile în zăcămîntul Tg. Ocna-Gălean

Din cercetarea modului de răspîndire a asociaţiilor de minerale de potasiu şi magneziu în zăcămînt, s-a constatat că se pot face mai multe delimitări, distingîndu-se numeroase zone. Zăcămîntul de potasiu şi magneziu este situat pe flancul estic al unui masiv de sare (fig. 5). Urmărind interesele economice ale exploatării viitoare, am căutat să conturăm zone mai largi, caracteristice. Observînd planurile pe care sînt înscrise rezultatele, am constatat că zăcămîntul se compune dintr-o

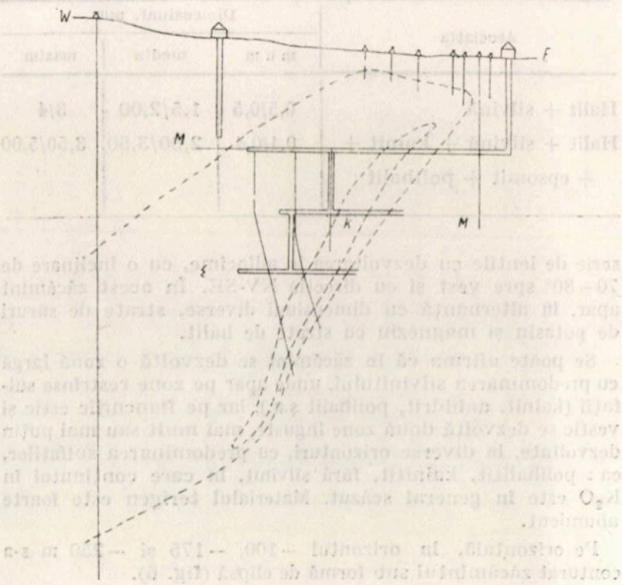


Fig. 5

Tabela 1

Raportul procentual al prezenţei mineralelor de potasiu şi magneziu la orizonturile —100, —175, —250 m şi pe zăcămîntul Tg. Ocna-Gălean

Nr. crt.	Mineralul	Formula	Raport procentual			
			oriz. —100	oriz. —175	oriz. —250	pe zăcămînt
1	Halit	$ClNa$	27,00	32,50	32,78	30,70
2	Silvină	ClK	17,00	17,42	24,08	19,30
3	Kainit	$KClMgSO_4 3H_2O$	14,47	13,29	8,64	12,10
4	Polihalit	$2CaSO_4K_2SO_4$ $MgSO_4 2H_2O$	7,14	5,67	9,52	7,04
5	Epsomit	$MgSO_4 7H_2O$	1,71	1,83	2,80	2,01
6	Langbeinit	$K_2SO_4 2MgSO_4$	3,06	1,65	—	1,60
7	Picromerit	$K_2SO_4 MgSO_4 2H_2O$	—	—	—	—
8	Leonit	$K_2SO_4 Mg_2SO_4 4H_2O$	2,88	3,98	3,24	3,03
9	Kiserit	$MgSO_4 H_2O$	—	—	—	—
10	Carnalit	$KClMgCl_3 6H_2O$	—	—	—	—
11	Anhidrit	SO_4Ca	6,92	6,38	8,40	7,20
12	Material argilos	—	18,07	11,69	11,48	13,04

Tabela 2

Dimensiunile medii ale mineralelor de potasiu şi magneziu de la Tg. Ocna-Gălean, măsurate cu ajutorul microscopului

Mineralul	Dimensiuni, mm		
	minim	maxim	mediu
Halit	de la dimensiuni milimetrice	la dimensiuni centimetrice	
Silvină	0,12/0,14	4,51/4,92	1,70/3,00
Kainit	0,24/0,41	4,50/4,80	1,43/1,64
Polihalit	criptocristalin	0,102/0,120	0,020/0,030
Epsomit	—	—	—
Leonit	0,25/0,32	4,80/5,05	1,43/2,54
Anhidrit	criptocristalin	1,50/2,00	0,28/0,64

Tabela 3

Limitele de concreşcenţă ale asociaţiilor de minerale din minereul de potasiu şi magneziu de la Tg. Ocna-Gălean

Asociaţia	Dimensiuni, mm		
	m i n i m	mediu	maxim
Halit + silvină	0,5/0,5	1,5/2,00	3/4
Halit + silvină + kainit + + epsomit + polihalit	0,4/0,4	2,00/3,50	3,50/5,00

serie de lentile cu dezvoltarea în adîncime, cu o înclinare de 70—80° spre vest şi cu direcţia NV-SE. În acest zăcămînt apar, în alternanţă cu dimensiuni diverse, strate de săruri de potasiu şi magneziu cu strate de halit.

Se poate afirma că în zăcămînt se dezvoltă o zonă largă cu predominarea silvinitului, unde apar pe zone restrînse sulfaţii (kainit, anhidrit, polihalit ş.a.), iar pe flancurile estic şi vestic se dezvoltă două zone înguste, mai mult sau mai puţin dezvoltate, la diverse orizonturi, cu predominarea sulfaţilor, ca: polihalitit, kainitit, fără silvinit, în care conţinutul în K_2O este în general scăzut. Materialul terigen este foarte abundent.

Pe orizontală, la orizontul —100, —175 şi —250 m s-a conturat zăcămîntul sub formă de elipsă (fig. 6).

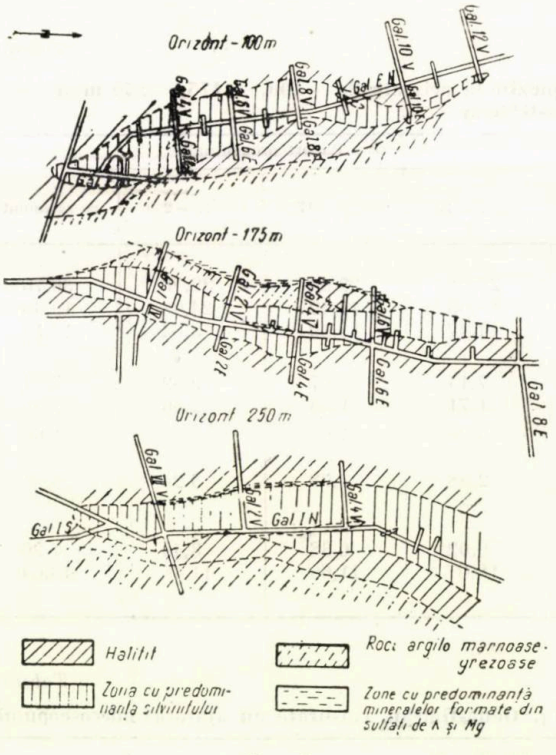


Fig. 6

La orizontul —100 m s-au stabilit două zone distincte, una restrînsă, în care predomină kainitul şi polihalitul, şi una mai largă, cu predominarea silvinititului. Limita între cele două zone s-a situat în partea vestică a zăcămîntului.

La orizontul —175 m s-au delimitat două zone cu predominarea kainititului şi polihalititului în părţile estică şi vestică, iar în centrul lentilei se dezvoltă larg silvinititul.

La orizontul —250 m apare o situaţie similară.

Din cele expuse se poate afirma că zăcămîntul este format predominant din silvinitit.

IX. Date asupra genezei zăcămîntului

Formarea zăcămîntului de săruri de potasiu şi magneziu de la Tg. Ocna-Gălean trebuie legată de fenomenele geologice care au dat naştere la masivele de sare din Subcarpaţi în timpul terţiarului.

Se pare că condiţiile prielnice de parageneză a sării cu săruri de potasiu în regiunea Tg. Ocna-Gălean au fost create pe o zonă redusă, într-un bazin ale cărui dimensiuni nu sînt prea mari.

Se poate considera acest zăcămînt în grupa zăcămintelor de evaporite halogene, care s-au acumulat în bazine şi lagune izolate de mare prin bare de nisip sau în mări relicte.

Forma în care găsim astăzi răspîndite sărurile de potasiu şi magneziu în zăcămînt nu este cea iniţială şi se datoreşte fenomenelor fizico-chimice schimbate în cadrul mediului de acumulare, care au dus la metamorfozarea ulterioară a sărurilor, a căror labilitate este bine cunoscută.

Evoluţia soluţiei suprasaturate în care se găseau sărurile apei marine, din care s-au format aceste depozite, se poate explica după ipotezele lui Bertrand (1950) şi Ruhin (1953).

Primul moment de precipitare a sărurilor debutează cu ClNa, care se separă din soluţie în momentul în care s-a atins suprasaturaţia. Soluţia iniţială de aici a fost foarte bogată în ClNa, formînd un masiv puternic de halit. Acest exces de ClNa a dat naştere la cantităţi mari de halit şi în parageneză cu mineralele potasice în zona superioară a masivului de sare, unde s-au concentrat sărurile de potasiu şi magneziu.

Precipitarea concomitentă a ClNa şi ClK s-a produs din soluţie, deoarece cele două corpuri reacţionează, iar la o anumită concentraţie au precipitat concomitent atît clorura de sodiu cît şi clorura de potasiu.

Schema din care se deduce legea de cristalizare generală este complexă, considerîndu-se, în cazul zăcămîntului că, deşi nu avem de-a face cu o mineralizaţie foarte variată, observîndu-se pînă în prezent un număr de 10—12 componenţi, totuşi există o variată compoziţie chimică. Astfel s-a menţionat prezenţa clorurilor, a cloro-sulfaţilor şi sulfaţilor.

Într-o schemă ideală (Ianecke şi Borchert, 1940), după precipitarea halitului şi a halitului cu ghips şi anhidrit sau polihalit, se depun celelalte săruri de potasiu în parageneză cu halit, în ordinea saturaţiei şi a condiţiilor de temperatură.

Astfel, se depune, ulterior halitului, kainititul, langbeinitul şi la sfîrşit carnalititul, care este cel mai solubil şi care, din această cauză, a fost alterat şi se găseşte în cantitate mică în zăcămînt.

De fapt, procesul se desfăşoară în felul următor: în urma evaporării apei marine se constată că primele minerale care precipită sînt carbonaţii şi hidroxidul feric, care se depun cînd soluţia a ajuns la 1/2 din volumul iniţial. La 1/5 se depune ghipsul, iar la 1/10 precipită clorura de sodiu. La sfîrşitul evaporării se depun sulfaţii şi clorurile de magneziu şi de potasiu.

Considerînd situaţia actuală a repartiţiei mineralelor în cadrul zăcămîntului Gălean, se observă o predominanţă a silvinei şi kainitului şi o subordonare a celorlalte minerale şi apariţia lor sub formă de minerale secundare. Structurile şi texturile rocilor saline sau evaporite şi celelalte considerente ne duc la concluzia afectării zăcămîntului de fenomene de diageneză şi metamorfism.

Procesele de recristalizare şi blasteză (recristalizare în stare solidă) au schimbat profund caracterele primare, atît structurale şi texturale cît şi caracterele fizico-chimice.

Apa remanentă, deşi în cantităţi mici, a fost suficientă pentru desfăşurarea acestor procese.

Structurile cristoblastice, formate prin recristalizări în stare solidă, au ordine analogă celor din şisturile cristaline, ordinea idiomorfismului fiind anhidrit — halit — silvină — kainit. Această ordine, descrisă de Polovinkina şi colaboratorii, a fost observată şi la Gălean.

De asemenea, se pot reconstitui reacţiile descrisede Barth (1952). Aceste reacţii se produc în sistemul $K^+ Mg^{++} — Cl^- SO_4^{--}$ în intervalul de temperatură 0—100°, cu trecerea de la kainit şi carnalit la kiserit şi silvină, la temperatura de 72°, şi trecerea kainitului şi kiseritului în langbeinit la 83°.

Se admite că aceste reacţii au fost determinate de un metamorfism geotermic, care s-a realizat în adîncime, datorită acoperirii masivului, la cîteva mii de metri, de sedimente. Ulterior au intervenit şi fenomenele tectonice, care au cauzat diapirismul masivului de săruri şi care au avut efect asupra rocilor saline în timpul deplasării spre suprafaţă. Deci forma actuală a mineralizaţiei din zăcămîntul Gălean, în modul în care se poate observa astăzi, este rezultatul metamorfismului asociat cu mişcările orogenetice şi cu diageneza.

În cadrul zăcămîntului se găsesc numeroase fragmente clastice de material marnos, grezos şi argilos, care fac ca o mare parte din roca utilă să se prezinte sub aspect brecios. Aceste sedimente se datoresc unui puternic transport de material terigen simultan cu procesele de precipitare.

Fenomenele care au dat naştere masivelor de sare din Subcarpaţi sînt comune, deoarece se poate trage concluzia, şi experienţa a dovedit-o în parte, că din numeroasele diapire cu sare foarte multe pot fi asociate cu săruri de potasiu şi magneziu.

Prin lucrările de prospectare şi explorare care se vor executa se vor da la iveală, în mod sigur, încă numeroase zăcăminte.

Bibliografie

[1] Ivanov, A. A. *Bazele geologiei şi metodele de prospectare, explorare şi caracterizare a zăcămintelor de săruri minerale* (traducere din limba rusă).

[2] Iorgulescu, Th., Niculescu, N. I. şi Peneş, M. *Vîrsta unor masive de sare din R.P.R.* Ed. Acad. R.P.R., 1962.

[3] Papiu, V. C. *Petrografia rocilor sedimentare.* Editura ştiinţifică, 1960.

[4] Rinne, F. şi Bértrand, R. *La Science des roches.* Paris, 1950.

[5] Rădulescu, D. *Studiul mineralogic al zăcămîntului de săruri de K şi Mg de la Tg. Ocna-Gălean.* 1959 (inedit).

[6] Ţeican, C. şi Atudorei, C. *Raport geologic al explorării zăcămîntului Tg. Ocna-Gălean.* 1960 (inedit).

[7] Winchell, A. N. şi Winchell, H. *Opticeskaia mineraloghiia* (traducere din limba engleză). Moscova, 1953.

[8] Stoica, C. *Consideraţii privind sărurile de potasiu din R.P.R.* În: Revista Minelor nr. 10/1962.

[9] Kühnel W. *Potasiul.* Leipzig, 1953.

[10] Ruhin, L. B. *Osnovi litologhi,* Moskva — Leningrad 1953.

[11] Razumovskaia, E. E. *Opisanie solenosnoi tolsci Solikamskogo mestorojdenia,,* Tr. GGRUC 54.

Metoda grafică de prelucrare a seismosondajelor centrale

Ing. C. Patrichi

Metoda seismosondajelor, în prospecţiunile geofizice, prezintă importanţă specială într-un domeniu larg de aplicabilitate, ca:

— cercetări seismometrice în regiuni grele morfologic, unde nu sînt posibile profilările continue;

— determinarea sau precizarea în spaţiu a limitelor seismice de-a lungul profilelor sau între ele;

— recunoaşterea de zone necunoscute seismogeologic.

În practica curentă se folosesc seismosondajele centrale (cu punctul de explozie în centrul dispozitivelor) şi spaţiale (cu punctul de explozie în exteriorul dispozitivelor).

Prezentăm mai jos o metodă grafică de prelucrare a sondajelor seismice centrale.

La baza lucrării au stat următoarele idei:

— folosirea întregului hodograf — în vederea unei precizii mai mari;

— înlănţuirea operaţiilor — ca mijloc rapid de control;

— prelucrarea grafică — ca metodă expeditivă;

— obţinerea vectorilor rezultanţi de cădere a limitei de separaţie, în plan şi secţiune, în forma lor definitivă.

Principiul şi descrierea metodei

Mai întîi vom studia figura 1. Dacă axa x reprezintă linia de profil geofizic, unghiul φ — înclinarea limitei geologice, H — hodograful seismic, O' şi O'' — punctele de reflecţie şi, respectiv, de imagine [1, 3], atunci din figură se vede uşor că unghiul φ este funcţie de poziţia punctului-imagine O'' faţă de intersecţia dispozitivelor O.

Înclinarea limitei seismogeologice este una şi aceeaşi cu unghiul cuprins între linia OO'' şi perpendiculara la axa x din punctul O. Se impune, deci, să se acorde importanţă deosebită construcţiei precise a punctelor-imagine

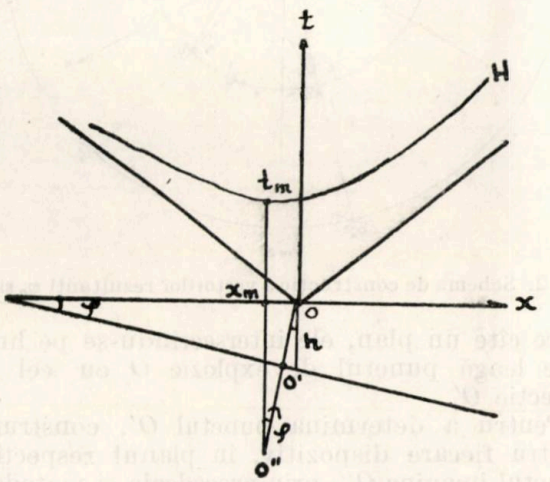


Fig. 1. Forma hodografului undei reflectate în funcţie de înclinarea limitei φ.

O'', fiind direct proporţională cu determinarea lui φ.

Punctele-imagine O'' se construiesc, în cazul de faţă, obişnuit, prin procedeul intersecţiilor [1,3]. Pentru ca rezultatele să fie mai concludente se recomandă împărţirea hodografului în cîteva segmente, obţinîndu-se astfel mai

multe puncte-imagine O'' pentru același hodograf. Întrucît, pentru determinarea unui vector, este necesar ca limita să fie plană, se va găsi un punct O''_m, care să reprezinte centrul punctelor imagine O'' pe direcția respectivă, ce va răspunde și la condiția de mai sus. Toate punctele O''_m (în cazul de față sînt trei) ale aceleiași unde și limite geologice trebuie să se înscrie pe un singur cerc, cu raza $R = 2h$.

Este important, de asemenea, de subliniat că hodograful — material de bază al construcțiilor — să fie bine corectat. În acest sens, corecțiile de *Z.V.M.*, de relief, de gaură și de aducere la aceeași fază se vor face, indiferent de procedeu sau metodă, pentru toți sau majoritatea timpilor înregistrați. Prin timpii deja corectați ai hodografului se duce o curbă medie, care va completa sistemul corect.

Construcția vectorului rezultant în plan (fig. 2)

Înregistrările seismice se efectuează pe trei dispozitive. Prin fiecare direcție (R, G, A)

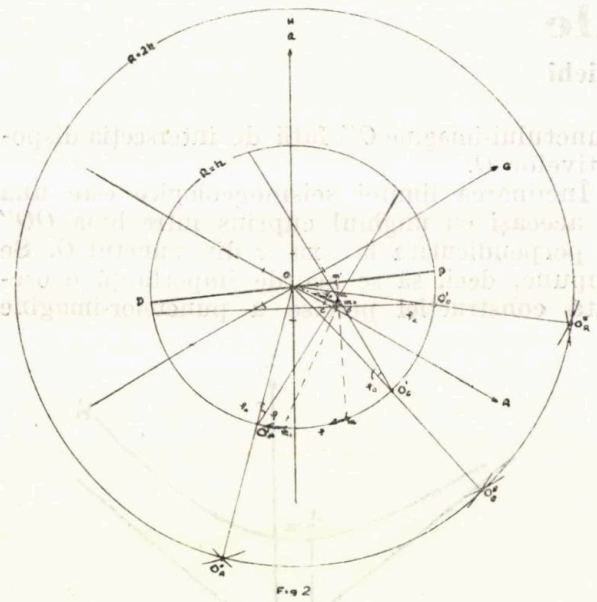


Fig. 2. Schema de construcție a vectorilor rezultanți φ_0 și φ.

trece cîte un plan, ele intersectîndu-se pe linia care leagă punctul de explozie O cu cel de reflecție O'.

Pentru a determina punctul O', construim pentru fiecare dispozitiv, în planul respectiv, punctul-imagine O'', prin procedeele și metodele cunoscute. În continuare, rotim punctele O'' din cele trei plane pe suprafața semisferei cu raza $R = 2h$ și le vom aduce la orizontală. Punctele-imagine O'' se unesc cu punctul de explozie O prin trei drepte, $O''_R\ O$, $O''_G\ O$ și $O''_A\ O$. Ducînd cercul cu raza $R = VT/2$, vom obține prin intersecția sa cu dreptele de mai sus trei puncte, O'_R, O'_G, O'_A; ele sînt punctele de reflecție în cele trei plane. Ducînd, din punctele O, perpendiculare la dispozitivele seismosondajului, se formează unghiul φ între acestea și dreptele $O\,O'\,O''$. Unghiurile $\varphi_{R,\,G,\,A}$ sînt înclinările limitei seismogeologice pe cele trei direcții.

Mai departe, prelungind perpendicularele de mai sus, se va obține prin intersecția lor un punct m_0, care reprezintă proiecția punctului de reflexie O' la suprafața orizontală. În cazul general, perpendicularele vor înscrie un triunghi abc, a cărui suprafață este direct proporțională cu mărimea erorilor acumulate.

Ducînd o dreaptă din m către O, se obține tendința rezultantă de cădere a limitei seismogeologice în plan.

În privința mărimii acestui vector sînt trei posibilități de construcție, și anume:

1. Toți vectorii φ_0 se trasează, indiferent de înclinare și undă, în mărime constantă.
2. Toți vectorii φ_0 se trasează din m_0 pînă în O.
3. Vectorii φ_0 se trasează pe dreapta Om_0, de mărimea rezultată din compunerea unghiurilor φ_R, φ_G, φ_A. Astfel construit vectorul, el reprezintă rezultanta de cădere a limitei de reflecție în planul vertical și orizontal.

În loc de compunerea unghiurilor φ_R, φ_G, φ_A, mai simplu, se poate obține unghiul φ din planul vertical ce trece prin OO' și m_0. Ducînd perpendiculara din m_0 la planul orizontal, ea va intersecta cercul cu raza $R = h$ în punctul m. De aici ducem tangenta, care va fi tocmai înclinarea rezultantă a stratului (față de coarda cercului ce pleacă din m, în direcția Om_0).

Construcția vectorului rezultant în secțiune (fig. 2)

Prin centrul seismosondajului trece profilul PP, pentru care se raportează rezultatele prelucrării seismosondajului.

În planul orizontal, din m_0 se duce o perpendiculară la PP. De aici se construiește o altă perpendiculară, în planul vertical, ce trece prin profilul PP, care intersectează cercul cu raza $R = h$ în punctul m. În punctul m — din planul PPm — se aplică vectorul φ tangent la arcul cu raza $R = h$, cu tendința de cădere arătată de vectorul φ_0. Lungimea vectorului se ia de mărime constantă. Mai exact, lungimea lui φ se poate lua din proiectarea lui în planul PPm. Distanța $m'm$ este adîncimea punctului de reflexie pe verticală în planul profilului.

Concluzii

Lucrarea de față constituie dezvoltarea și adaptarea procedeului grafic de prelucrare a

seismosondajelor spațiale [2] la seismosondajele centrale.

Față de alte metode de prelucrare a datelor primare ale seismosondajelor centrale, metoda descrisă prezintă următoarele avantaje :

1. Construcția vectorilor rezultanți în plan și secțiune prezintă un rezultat definitiv, vectorii putînd fi copiați direct din fișe pe hartă sau secțiune, fără nici un fel de calcule (adîncimea, poziția și înclinarea sînt incluse automat).

2. Metoda fiind grafică, prelucrarea este expeditivă și vizuală ; pe aceeași planșă se găsesc înlănțuite toate datele și rezultatele de la timpii înregistrați pînă la vectorii rezultanți.

3. În decursul prelucrării materialului se efectuează un control sever, astfel :

a) construindu-se hodograful pe direcția respectivă, se va putea permite ca punctele sărite din mersul lor normal să fie excluse ;

b) construindu-se mai multe puncte-imagine O'' pentru aceeași direcție, se va putea constata gradul de precizie, prin aceea că, cu cît punctele O'' vor fi mai dispersate, cu atît erorile vor fi mai mari ; cazul ideal corespunde cu coincidența tuturora ;

c) toate punctele O''_m trebuie să se înscrie pe cercul cu raza $R = 2h$;

d) triunghiul *abc*, în funcție de mărimea sa, reprezintă mărimea erorilor acumulate.

Recomandări :

1. Metoda se poate folosi în felul următor :

a) dacă lucrarea este de detaliu, se vor lua în considerare toți timpii înregistrați ;

b) dacă lucrarea are un caracter regional sau de semidetaliu, se construiesc φ_0 și φ numai cu timpii extremi ai fiecărei direcții, cînd triunghiul *abc* corespunde cerințelor.

Dacă triunghiul *abc* este mare se folosesc mai multe puncte pentru a se putea construi hodograful și trasa o curbă medie.

2. Se indică dispozitive mai mari de 250 m. Dacă dispozitivele trec de 500 m se pot folosi și la calcularea vitezelor efective de propagare a undelor seismice.

Ca incovenient se remarcă, în special, folosirea de coli mari de hîrtie pentru adîncimi mari, la scări mici.

Pentru viitor rămîne să se perfecționeze modul de determinare a punctului-imagine O'', de care depinde direct precizia în obținerea unghiurilor φ_0 și φ.

Bibliografie

[1] Gurvici, I. I. *Seismometrie.* Gosgheoltehizdat, Moscova, 1954.

[2] Zavealov, V. D. și Stolerova, E. N. *Lucrări de prospecțiuni seismice prin metoda seismosondajelor spațiale.* În : Geofizica aplicată nr. 17, Gostoptehizdat, Leningrad, 1957.

[3] Puzirev, N. N. *Interpretarea datelor seismometrice prin metoda undelor de reflecție.* Gosgheoltehizdat, Moscova 1959.

[4] Patrichi, C. *Prelucrarea grafică a seismosondajelor centrale.* Inovație prezentată la întreprinderea „Prospecțiuni" București, 1960.

Bentonitul de la Valea Chioarului (Regiunea Maramureș) *

— Notă preliminară —

I. Mîrza și L. Ghergariu

Comuna Valea Chioarului este situată în bazinul superior al văii cu același nume (trecută pe unele hărți sub numele de V. Bîrsăului) și aparține din punct de vedere administrativ raionului Șomcuta-Mare (Regiunea Maramureș) (fig. 1).

Sub raport geologic, în regiune sînt dezvoltate depozite cretacice, eocene, oligocene și tortoniene, care, împreună cu bentonitul, au servit drept obiect de studiu (mai detaliat sau mai general) diferiților cercetători. Astfel, primele cercetări mai ample sînt întreprinse de K. Hofman în 1882 [3], apoi R. Grengg în 1920 [2], F. Szentes în 1943 [8], M. Chiriac în 1953 [1] și I. Noveanu în 1960 [6].

Formațiunile sedimentare cele mai vechi din regiune sînt cele cretacice, care apar într-un petic redus de o parte și alta a Văii Chioarului și sînt reprezentate, în general, prin marne micacee cu intercalații de gresii. Din cuprinsul lor am colectat *Gauthiericeras Margae* Schluter (determinat de D. Patrulius) și mai multe exemplare de micrasteride, între care *Micraster Coranguinum,* ceea ce pledează pentru vîrsta senoniană a acestor depozite. Peste cretacic urmează discordant pietrișurile și argilele de vîrstă eocen inferior (?) și mediu, precum și calcarele grosiere superioare, iar peste depozitele eocene este depus concordant oligocenul, acoperit de complexul tufurilor tortoniene.

Corpul de bentonit de la Valea Chioarului se întinde între P. Untului la nord și P. Lucățelului

* Comunicare prezentată la sesiunea ASIT — filiala Cluj din 9 iunie 1962.

la sud şi este cantonat în cuprinsul pietrişurilor şi argilelor eocene sub forma unui dyck cu circa 300 m lungime şi 20—40 m grosime.

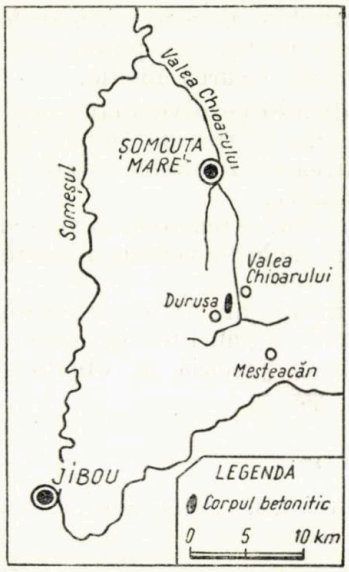


Fig. 1. Poziţia zăcămîntului.

Roca primară a betonitului a fost considerată de K. Hofmann [3] dacit-riolit, de R. Grengg [2] liparit vitrofiric, iar F. Szentes [8], M. Chiriac [1] şi I. Noveanu [6] o consideră tuf vulcanic. M. Chiriac [1] susţine că aici ar fi vorba de un coş de explozie şi că materialul betonitizat ar reprezenta umplutura acestui coş.

Bentonitul proaspăt are o culoare cenuşie-verzuie, uneori rozacee (din cauza infiltrării descendente a hidroxizilor de fier din argilele eocene). În masa mineralelor argiloase ce-l compun, macroscopic se observă cristalele de cuarţ şi feldspat, precum şi biotit parţial alterat. La microscop, bentonitul apare sub forma unor agregate de minerale solzoase, incolore, uneori cu o coloraţie slab gălbuie, cu culori de interferenţă foarte scăzute, gri-gălbui sau gri închis. Se mai observă, de asemenea, cristale de cuarţ, feldspat ortoclaz, plagioclaz şi biotit adesea baueritizat.

Alături de bentonit, în versantul stîng al P. Untului, aflorează o rocă vulcanică, roca primară a betonitului, în care se observă macroscopic cristale de feldspaţi, cuarţ şi biotit.

La microscop, roca prezintă o structură vitroasă şi textură slab orientată. În pasta rocii, formată exclusiv din sticlă, apar feldspaţi ortoclazi şi subordonat plagioclazi maclaţi polisintetic; mai apar, de asemenea, granule de cuarţ adesea bipiramidat şi lamele brune de biotit. Forma cristalelor este hipidiomorfă şi xenomorfă (fig. 2). Este de remarcat faptul că majoritatea componenţilor sînt corodaţi magnetic într-o măsură mai mare sau mai mică.

Avînd în vedere această compoziţie, considerăm roca un *riolit vitros cu biotit.*

Atît în cuprinsul riolitului cît şi în masa bentonitică se găsesc numeroase xenolite, provenite din roci sedimentare şi metamorfice.

Cu privire la originea betonitului, presupunem că el nu s-a format dintr-un tuf vulcanic, cum

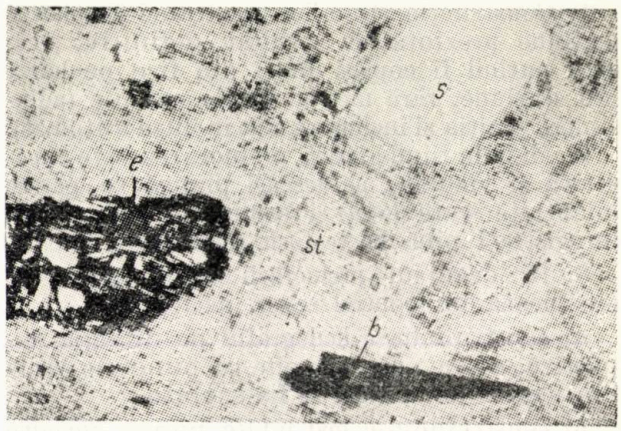


Fig. 2. Riolit vitros cu biotit.
P. Untului. Microfotografie × 30, fără analizor ; *s* — sanidin ; *b* — biotit parţial tesorbit şi opacizat ; *e* — enclavă ; *st* — sticlă.

susţine M. Chiriac [1], F. Szentes [8] şi I. Noveanu [6], ci a luat naştere din riolitul vitros, sub acţiunea unor soluţii termale hipogene (mai cu seamă asupra sticlei), care au acţionat probabil imediat după principala fază de consolidare şi punere în loc a intruziunii riolitice.

Prezenţa unei activităţi hidrotermale de temperatură mai scăzută este dovedită şi de prezenţa filonaşelor de halloysit, care apar uneori în cuprinsul masei riolitice. Halloysit asemănător a fost

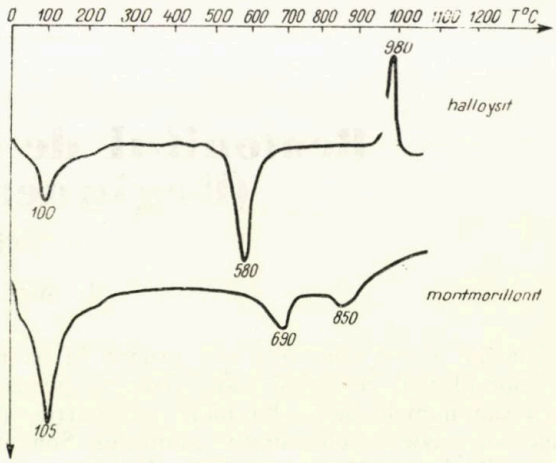


Fig. 3. Analize termodiferenţiale.

descris recent de E. Stoicovici [7], din filonul Terezia de la Cavnic şi din mina Săsar.

Pentru diagnosticarea mineralelor argiloase care compun bentonitul, precum şi a acelora care apar cu umplutură a filonaşelor hidrotermale, au fost executate analize termodiferenţiale şi röntgen.

S-a executat analiza termodiferenţială a mineralelor argiloase ce alcătuiesc bentonitul de culoare cenuşie-verzuie, separate prin decantare după un interval de şase zile. Rezultatele obţinute pun în

evidenţă prezenţa montmorillonitului, ilustrată prin cele trei endoterme caracteristice : 150, 690 şi 850°C (fig. 3).

Termodiferenţial s-a mai analizat şi materialul de umplutură al filonaşelor hidrotermale. Curba obţinută este caracteristică halloysitului prin endotermele de la 100 şi 575°C şi exotermul de la 990°C (fig. 3).

Pentru determinarea cît mai riguroasă a mineralelor argiloase, materialul în cauză a fost analizat şi pe cale röntgenografică.

Valorile d/n obţinute prin analiza mineralelor argiloase, din bentonitul de culoare cenuşie-verzuie, în ansamblu, cît şi valoarea specifică d/n=1,506 Å caracterizează montmorillonitul.

Tabela 1

Montmorillonit varietate cenuşie-verzuie		Halloysit varietate endelit	
d/n	I	d/n	I
15,55	ffi	9,798	ffi
4,54	ffi	7,341	fi
4,12	fi	4,442	ffi
3,32	i	3,618	fi
3,12*	fi	3,370	m
2,558	fi	2.578	fi
1,70	i	2,344	fi
1,61	m	1,675	i
1,533	i	1,620	m
1,506	fi	1,491	fi
1,297	m	1,283	m
		1,242	m
		1,201	s

* variază între 3,08 şi 3,23 Å.

Datele celei de-a doua röntgenograme efectuate pe materialul de umplutură a filonaşelor hidrotermale indică halloysit, şi anume varietatea endelit (tabela 1).

În concluzie, putem spune că betonitul de la Valea Chioarului este foarte interesant sub aspect ştiinţific, iar sub raport economic el prezintă o deosebită importanţă, fapt pentru care vom aprofunda studierea sa în scopul unei utilizări tot mai largi şi mai eficace în industrie.

Bibliografie

[1] Chiriac, M. *Zăcămîntul de bentonit de la Valea Chioarului, regiunea Baia-Mare.* Raport geologic, Arhiva Comitetului geologic al R.P.R., 1953.

[2] Grengg, R. *Uber die seifige Erde von Gaura in Siebenbürgen. Verhandlungen der Geologischen Staatsanstalt,* Jahrgang, 1920 .

[3] Hofmann, K. *Földtani jegyzetek a prelukai kristályos pala sziget es a éyszaki és dél felê esatlakazu harmadkori dombvidekröl.* Földt. Int. Évi Jelentes, 1885, Budapest, 1886, 27 old.

[4] Ivanova, V. P. *Termogrammî mineralov.* Zap. Vsesoiuz. Min. Obşcestva, Seria doua, 1, 1961, p. 50.

[5] Miheev, V. I. *Röntgenometriceskii opredelitel mineralov.* Gosgheoltehizdat, Moskva, 1957.

[6] Noveanu, I. *Raport geologic-minier.* Valea Chioarului, Documentaţie geologică, I. M. Cluj, 1960.

[7] Stoicovici, E. *Contribuţii la cunoaşterea haloisitului din R.P.R.* În : Revista Minelor, nr. 1, 1962, p. 19.

[8] Szentes Ferenc. *Az észekerdélyi Gaurai (Kövárgarai) bentonitról.* A. Magyar Allami Földtani Intézet Évi Jelentése, 1943, II kötet, Budapest, 1950, p. 393.

Inovaţii

Munca de inovaţii — izvor de progrese tehnice

Oamenii muncii din ţara noastră luptînd cu hotărîre şi avînt pentru traducerea în viaţă a Directivelor celui de-al III-lea Congres al P.M.R., desfăşurînd larg întrecerea socialistă, dau patriei mai multe produse, de mai bună calitate şi la un preţ de cost mai scăzut.

Regimul democrat-popular a descătuşat pe deplin energia şi iniţiativa oamenilor muncii. Avem astăzi în uzine şi pe ogoare mii şi mii de inovatori talentaţi, oameni a căror minte ageră face să perfecţioneze continuu tehnica şi să îmbunătăţească procesul de producţie.

Ca în toate întreprinderile din ramurile economiei noastre naţionale, şi în cadrul întreprinderilor Direcţiei generale minereuri, activitatea mişcării de inovaţii s-a desfăşurat sub îndrumarea permanentă a organelor locale, reuşind să cuprindă mase tot mai largi de muncitori, tehnicieni şi ingineri, care, prin inovaţiile lor, au contribuit la îmbunătăţirea procesului de producţie, a calităţii producţiei şi a condiţiilor de muncă. Pe perioada a 10 luni din anul 1962, s-a înregistrat un număr de 872 propuneri de inovaţii, din care :

426 propuneri au fost acceptate pentru aplicare ;

354 propuneri au fost trimise pentru rezolvare altor unităţi ;

34 propuneri au rămas în curs de rezolvare.

Din totalul de 912 inovatori, ale căror propuneri au fost înregistrate în această perioadă, 563 sînt muncitori şi 349 ingineri şi tehnicieni.

Economiile rezultate în această perioadă, prin aplicarea inovaţiilor, pe bază de postcalcul, se cifrează la suma de peste 1,6 milioane lei.

Comparativ cu aceeaşi perioadă a anului 1961, mişcarea de inovaţii a înregistrat o creştere de 12,3% la propuneri de inovaţii şi 16,2% la economii postcalculate.

Dintre multiplele propuneri de inovaţii ce au condus la rezolvarea unor probleme importante în exploatarea şi prepararea minereurilor, se menţionează următoaarele :

1. Metoda de exploatare cu surpare prin galerii de subetaj, autor — colectiv ing. Humă I. de la T. M. Deva.
2. Cărucior pneumatic de perforat, autor — maistru Covăleanu A. de la T. M. Cluj.
3. Mecanizarea descărcării cuptoarelor de prăjire a carbonaţilor de mangan, autor — ing. Buzilă M. de la I. M. Vatra Dornei.

Pentru ca rezultatele activităţii de inovaţii din ramura minereurilor să constituie un sprijin efectiv în rezolvarea sarcinilor de ridicare a nivelului tehnic al producţiei, este necesar ca munca de inovaţii să fie stimulată la un nivel corespunzător în organizare, atît la unităţi cît şi la nivelul trusturilor şi direcţiei generale, sprijinind efectiv inovatorii în elaborarea şi îmbunătăţirea propunerilor, popularizînd planul tematic în vederea atragerii în mişcarea de inovaţii a unui număr cît mai mare de muncitori, tehnicieni şi ingineri. De asemenea, este necesar ca în cadrul activităţii C.N.I.T. să se popularizeze şi să se evidenţieze munca de inovaţii, iar prin conferinţe să se facă cunoscute realizările tehnice şi economice ale celor mai semnificative inovaţii.

M.M.E.E.-D.G.M.

Ing. **Dumitru Ponte** şi ing. **Leonte Mircea**

Recenzii

E. Raguin: **Geologia zăcămintelor metalifere** (Géologie des gîtes minéraux), ediția a III-a, 690 p., 134 fig. Ed. Masson, Paris, 1961.

Ediția a treia a tratatului de zăcăminte metalifere este mai cuprinzătoare și mai completă în raport cu ediția a II-a apărută în 1949.

Prima parte cuprinde clasificarea metalogenetică a zăcămintelor, divizate în zăcăminte endogene (plutonice și hidrotermale), exogene și depozite lagunale (săruri).

Partea a II-a conține descrierea zăcămintelor de metale ușoare: magneziu, calciu, stronțiu, bariu, sodiu, potasiu, precum și metaloizii: grafit, siliciu, fosfor, arsen ș.a. La fiecare element sînt tratate utilizările, producția, metalogenia și principalele zăcăminte.

Dintre metalele ușoare, cel mai amplu dezvoltat este aluminiul, la care, în afară de bauxit, sînt tratate și alte minerale aluminoase, ca alumitul, corindonul, topazul, granații, turmalina, jadeitul și criolitul. Sînt citate și descrise și zăcămintele din Uralul de nord (U.R.S.S.), precum și cele din Munții Pădurea Craiului (R.P.R.).

Partea a III-a tratează zăcămintele metalelor grele: Fe, Mn, Cr, Ti, V, U, Nb-Ta, Mo, W, Ni, Co, Pt, An, Cu, Ag, Pb, Zn și Hg.

Foarte amănunțit tratate sînt zăcămintele de fier care sînt divizate în segregative, pirometasomatice, hidrotermale, de substituție, lateritice, detritice, exhalative, ocolitice și metamorfozate în platformele vechi.

Profile sugestive sînt date pentru zăcămintele de fier din U.R.S.S. (Magnitnaia, Visokaiagora), din Suedia (Kiruna), Algeria (Ouenza-Benisaf), R.P.R. (Ocna de Fier) ș.a.

În cadrul zăcămintelor de cupru este tratată metalogenia, tipurile de minereuri și clasificarea metalogenetică în zăcăminte de segregație tip Norilsk (U.R.S.S.), stocuri piritoase, în lave bazaltice (cuprul nativ, tip Novaia-Zemlea, U.R.S.S.), zăcăminte pirometasomatice, zăcăminte diseminate-porfirice, zăcăminte mezotermale ale formațiunii Cu-As (tip Bor), filoane epitermale și de gresii cuprifere (tip Rhodezia).

Zăcămintele de plumb-zinc sînt larg tratate. Interesant descrise sînt filoanele mezotermale de Pb-Zn din Caucaz și Altai (U.R.S.S.).

Partea a IV-a se referă la zăcămintele de metaloizi (sulf, seleniu, telur, antimoniu etc.). Cel mai larg tratate sînt zăcămintele de sulf nativ și pirită.

Lista bibliografică cuprinde 320 titluri, fiind citați numeroși autori sovietici și din țările de democrație populară; în final se dă un repertoriu al tuturor zăcămintelor importante de pe glob. Sînt înscrise și principalele zăcăminte din Banat, Baia-Mare și Munții Apuseni.

În general, tratarea materialului este concisă, fiind însoțită de numeroase ilustrații.

H. Quiring: **Materii prime metalifere**, vol. 16 — **Metale platinice.** Ed. F. Enke, Stuttgart, 1962, 300 p., 26 fig., 74 tabele.

Lucrarea este divizată în două capitole principale: capitolul I, care conține generalități (proprietăți, tipuri de zăcăminte, modul de formare, prospecțiunea, exploatarea, valorificarea, metalurgia și rezervele de metale platinice), și capitolul II, care cuprinde descrierea zăcămintelor pe țări, în ordine alfabetică.

În partea introductivă se schițează principalele proprietăți fizico-chimice ale metalelor platinice, reprezentate prin platin, paladiu, iridiu, osmiu, ruteniu și radiu. Urmează geochimia platinoizilor în meteorite cosmos și principalele roci eruptive din litosferă. Tabela 8 redă toate mineralele metalelor platinice (circa 35 minerale), precum și caracteristicile și ocurențele lor. La subcapitolul individualizări lichid-magmatice ale mineralelor platinice, în tabela 12 sînt date temperaturile de topire ale acestora, care sînt cuprinse între 1 000 și 2 500°C.

Partea a II-a cuprinde în primul rînd zăcămintele platinifere din U.R.S.S. (Sopag), ca fiind cele mai extinse și bogate de pe glob. Amănunțit descrise și foarte bogat ilustrate sînt zăcămintele de platin din Ural (Nijni--Taghil, Svetlîi-Bor, Veresovi-Bor, Kamenuska ș.a.), incluse în dunite-piroxenite, care se integrează în provincia metalogenetică caledonic-hercinică a Munților Urali (cu numeroase zăcăminte de Fe, Cr, Ni, Co, Ti-V etc.).

În continuare sînt enumerate și descrise noile zăcăminte de platinoizi din Munții Altai, Salair, Alatau, precum și cele din zona fluviilor Ienisei, Amur, Lena etc.

O poziție specială ocupă grupul de zăcăminte de la Norilsk (pe Ienisei, în zona arctică a U.R.S.S.), inclus într-un complex gabro-diabazic, precum și aluviunile auro-platinifere de pe Vilni.

În partea finală sînt tratate zăcămintele platinifere din Africa de sud (Buschweld, Great Dyke) și ivirile din R. P. Chineză, Mongolia ș.a.

Cartea se caracterizează printr-o tratare foarte competentă și cuprinzătoare a zăcămintelor de metale platinice și în special a celor din U.R.S.S., fiind bogat ilustrată.

Metode de determinare a conținutului de metan pe strate și prognoza debitului de metan pe mină (Metodî opredelenia gazonosnostî plastov i prognoza gazoohilnosti șaht). Moscova, 1962, 288 p.

Lucrarea, editată sub îngrijirea Institutului de mine „A. A. Skocinski" din Moscova, cuprinde o serie de referate elaborate în cadrul Comisiei centrale de luptă cu erupțiile de metan și cărbune mărunt.

Referatele cuprinse în lucrare, ce constituie rezultatele activității de cercetare din cadrul Institutului de mine „A. A. Skocinski", a Institutului de cercetări din Peciora, a Institutului de cercetări din Răsărit și a Institutului de cercetări din Makeevka, și care au fost prezentate în cadrul Conferinței tehnico-științifice unionale ce a avut loc la Moscova în 1960, sînt următoarele:

— Problemele conținutului de metan al stratelor de cărbuni și prognoza degajărilor de metan din mină.

— Studiul capacității de reținere a gazelor în cărbune și de degajare a metanului din strat.

— Rezultatele folosirii metodei complexe de determinare a degajărilor de gaze din stratele de cărbuni în cursul forajului de explorare folosind carotajul de gaze.

— Metodologia luării și prelucrării probelor de cărbuni pentru determinarea degajărilor de gaze în Kuzbas.

— Determinarea capacității de degajare a stratului în funcție de degajările de metan în cursul executărilor lucrărilor de pregătire și exploatare.

— Capacitatea de degajare a metanului în zona centrală din Donbas şi metodologia de determinare a acesteia.
— Capacitatea de degajare a metanului din stratele de cărbuni într-un raion din Donbas.
— Prognoza capacităţii de degajare a metanului şi a debitului de metan în minele din Donbas.
— Studiul capacităţii de degajare a metanului din stratele de cărbuni şi prognoza debitului de metan în minele de cărbuni din Ural.
— Prognoza distribuirii presiunii metanului în cărbune şi a degajărilor de metan în lucrările de pregătire prin metoda analogiei hidraulice.
— Calculul degajărilor de metan în galerii şi stratele de mare înclinare cu grosime medie şi mare.
— Dependenţa degajărilor de metan de extinderea lucrărilor miniere în condiţiile stratelor de mică înclinare din Donbas.
— Calculul aerajului lucrărilor miniere în funcţie de degajările de gaze.
— Metodologia determinării degajărilor de metan în sector la exploatarea stratelor de mică înclinare.
— Prognoza degajărilor de bioxid de carbon în bazinul Moscovei şi căile de combatere.
— Calculul degajărilor de metan în zona centrală din Donbas după metodologia Institutului de mine „A. A. Skocinski", a Institutului de cercetări din Makeevka şi a Institutului Artemgheologhiia.
— Prognoza debitului de metan în minele de cărbuni după metoda MakNII.
— Prognoza degajărilor de metan în zona centrală din Donbas.
— Calculul degajărilor de metan din abataj la metoda de exploatare cu galerii gemene.
— Prognoza degajărilor de metan din zăcămîntul Tkibuli-Saşaski.
— Rezultatele aplicării metodei statistice de prognoză a degajărilor de metan la minele din Karaganda.
— Calculul degajărilor posibile de metan la metoda de exploatare în felii.
— Influenţa metodei de exploatare asupra degajărilor de metan la minele din Kuzbas.
— Prognoza degajărilor de metan în bazinul Peciora.
— Degajările de metan în zona Norilsk.
— Degajările de metan din cărbunele tăiat.
— Particularităţile degajărilor de metan în condiţiile temperaturii reduse a rocilor în minele din zona zăcămîntului Norilsk.
— Influenţa depresiunii din sector asupra degajărilor de metan.

Din titlurile enumerate, ca şi din conţinutul referatelor cuprinse în lucrare, se constată că aceasta tratează o serie de aspecte particulare, de foarte mare importanţă, ale regimului de gaze din minele de cărbuni. Trebuie subliniată, în special, actualitatea referatelor şi a metodelor de prognoză propuse de diferitele organizaţii de cercetări din U.R.S.S., a căror cunoaştere face posibilă stabilirea într-un mai mare grad de precizie a regimului de gaze dintr-un zăcămînt sau mină de cărbuni, unul din principalii factori care influenţează atît deschiderea şi metoda de exploatare a unui strat de cărbuni cît şi regimul de exploatare a unei mine întregi.

Problemele metodologiei probării zăcămintelor de minereuri în cursul explorării şi exploatării (Voprosî metodiki oprobobania rudnîh mestorojdenii pri razvedke i exploataţii) Moscova, 1962, Gosgheoltehizdat, 222 p.

Lucrarea constituie o culegere a referatelor prezentate la Consfătuirea institutelor de învăţămînt superior minier, ce a avut loc la Institutul de mine din Sverdlovsk între 5 şi 7 octombrie 1960, în problemele probării zăcămintelor de minereuri.

Cele 22 de referate cuprinse în lucrare analizează aspecte speciale ale problemei mult discutate a metodologiei probării zăcămintelor şi unele aspecte cu totul noi ale probării prin metode speciale a acestor zăcăminte. Titlurile celor 32 de referate sînt următoarele :

— Stadiul probării zăcămintelor de minereuri şi căile modernizării acestei operaţii.
— Influenţa numărului şi mărimii probelor asupra preciziei rezultatelor prospectării minereurilor.
— Simplificarea prelucrării probelor din lucrările de prospectare.
— Evoluţia statistică a conţinuturilor în componenţi utili în funcţie de metodele de cercetare la prospectare.
— Legile repartizării elementelor şi importanţa lor pentru probarea zăcămintelor metasomatice de contact.
— Probarea mineralogică pe tipuri de minereuri.
— Metodologia probării după curbe empirice.
— Dependenţa dintre conţinut şi greutatea volumetrică în cazul zăcămintelor de plumb şi al celor de cobalt-nichel.
— Metodologia de probare a pegmatitelor cu beriliu.
— Problemele metodologiei probării pegmatitelor nefelinsienitice cu conţinut de metale rare.
— Metoda mineralogică de probare a amfibolilor cu rutil.
— Folosirea cercetărilor geofizice în găuri de sondă pentru probarea zăcămintelor de minereuri.
— Studiul compoziţiei minereurilor de cupru şi calcopirită în găuri de sondă fără intermediul carotelor.
— Probarea prin metoda gama-gama a minereurilor de arsen.
— Metoda fotoneutronică de probare a minereurilor de beriliu în zăcămînt.
— Metoda probării zăcămintelor de minereu după aureola primară.
— Mecanizarea luării probelor prin lucrări miniere.
— Căile de raţionalizare a probării prin lucrări miniere.
— Mecanizarea probării carotelor în cazul forajului de prospectare.
— Modul raţional de păstrare a carotelor în cadrul exploatărilor miniere şi al expediţiilor geologice.
— Probarea prin lucrări miniere de exploatare în zăcămîntul de fier de la Magnitogorsk şi perfecţionarea ei în viitor.
— Probarea prin găuri de sondă prin împuşcare la minele de fier din Uralul de nord.
— Problema luării probelor.
— Reţeaua raţională de probare a zăcămintelor de aur şi metale rare din regiunea sovietică a Orientului Îndepărtat.
— Unele concluzii privind compararea rezervelor prospectate cu cele exploatate în zăcămintele de metale rare şi minereuri neferoase.
— Importanţa probării pentru evidenţa diluţiei minereului.
— Alegerea componentelor pentru analiza probelor de săruri.
— Metodologia probării prin lucrări miniere a unei mine de mercur din Donbas.
— Problema metodologiei probării şi aprecierii zăcămintelor de cinabru după carote şi după şlamul de la praf.
— Metodologia cercetării, prospectării şi probării zăcămintelor de vermiculit.
— Folosirea prafului pentru probarea pegmatitelor sienitnefelinice.
— Probarea diferenţială la prospectarea zăcămintelor de cărbuni energetici.

Flotaţia substanţelor minerale uitle (Flotaţiia poleznîh iskopaemîh). Moscova, 1962, 216 p.

Această lucrare constituie o culegere de articole originale asupra flotaţiei, publicate în ultimii ani în publicaţiile tehnice miniere dintr-o serie de ţări occidentale. Cea mai mare parte din aceste

articole se referă la flotația cărbunilor, care constituie o substanță cu o mare diversitate de forme de prezentare, fapt ce reprezintă o foarte mare piedică la rezolvarea problemei preparării pe calea flotației. O serie din articolele prezentate în această lucrare caută să clarifice problema flotației cărbunilor slab metamorfozați, influența gradului de oxidare a cărbunilor, rolul învelișului de șlam al particulelor de cărbuni, temperatura tulburelii și alți factori tehnologici.

Mulți specialiști din țările occidentale observă că flotația cărbunilor a căpătat o importanță deosebită în special după cel de-al doilea război mondial, datorită creșterii prețului de cost al cărbunelui, sporirii proporției de cărbune mărunt ca urmare a extinderii mecanizării tăierii și unei mai stricte respectări a legislației privind protejarea apelor împotriva impurificării lor cu șlam.

În articolul „Stadiul actual al flotației cărbunelui" prezintă interes practica pregătirii cărbunelui înainte de flotație la o serie de spălătorii de cărbuni. Astfel, la o spălătorie din Anglia, cărbunele se sfărîmă în concasoare cu valțuri și în mori cu bile, după care se clasează pe ciururi vibrante cu site din oțel inoxidabil. De asemenea, deosebit de interesantă este practica flotării cărbunilor slab metamorfozați în scopul obținerii unui material de adaos în șarjele de cărbuni cocsificabili. Prin trecerea la flotarea și a cărbunilor slab metamorfozați se poate ajunge la folosirea pe larg a acestora drept materie primă pentru cocsificare, ceea ce ar duce la sporirea surselor de cărbuni cocsficabili.

O deosebită atenție se acordă, în cercetările efectuate pînă în prezent, rolului și consumului de reactivi de flotație, în special în ceea ce privește flotația cărbunilor cu diferiți fenoli. Unii autori arată că activitatea fenolilor variază în limite foarte largi, în funcție, se pare, de gradul de disociere.

În articolul „Flotația cărbunilor cu un grad redus de metamorfism" se arată că consumul de reactivi se poate reduce prin reducerea duratei contactului cărbunilor cu reactivii. Totodată prezintă mare interes ideea că analiza statistică a valorii optime a principalilor factori tehnologici ce influențează procesul flotației poate contribui la o mai precisă reglare a acestui proces. După cum arată rezultatele cercetărilor, flotația cărbunilor cu grad redus se îmbunătățește în cazul unui amestec intens al tulburelii cu reactivii în vase speciale cu contact mecanic în mai multe trepte.

După cum se arată în articolul „Înlăturarea incluziunilor minerale din cărbune prin intermediul flotației", rezultă că eficacitatea preparării șlamurilor de cărbune fin este optimă în cazul tratării clasei 0,064—0,200 mm.

În ceea ce privește flotația cărbunilor, articolele din această lucrare arată că acest procedeu este cu mult cel mai economic proces de preparare a cărbunelui mărunt, dar procesele auxiliare : pregătirea cărbunelui și în special filtrarea și uscarea concentratelor, sînt cele care scumpesc flotația, fapt ce impune ca, o dată cu modernizarea procesului de flotație, să se modernizeze și tehnologia de desecare a concentratelor.

În lucrare mai sînt cuprinse articole care analizează influența absorbției spumanților asupra extracției cărbunelui din tulbureala de la flotație, influența oxidării cărbunilor asupra proprietăților de flotare, a învelișului de șlam al particulelor de cărbune și influența temperaturii tulburelii asupra extracției de cărbune. Totodată sînt cuprinse o serie de articole ce se referă la aspecte diferite ale flotației, ca : flotația mineralelor cu reactivi colectori emulsionați cu ajutorul ultrasunetelor, reglarea regimului de reactivi al flotației, flotația cu emulsii, flotația selectivă a minereurilor de plumb și zinc, flotația minereurilor sărace de uraniu, spumanți, colectori și factorii care influențează flotația minereurilor de staniu.

Transportul în mine și cariere în țările socialiste (Transport şaht i karierov v sotialisticeskih stranah). Moscova, Gosgortehizdat, 1962, 432 p.

Această culegere de referate a fost pregătită de catedra de transport minier a Institutului de mine din Moscova, cu participarea cercetătorilor și proiectanților din R. P. Bulgaria, R. P. Chineză, R. D. Germană, R. P. Polonă, R. P. Romînă, R. S. Cehoslovacă și U.R.S.S. Culegerea de referate are scopul unui schimb de informații asupra lucrărilor științifice, teoretice și practice, privind transportul în subteran și cariere, noile mașini de transport construite în ultimii ani etc.

În capitolul „Problemele generale ale stării și dezvoltării transportului în întreprinderile miniere" sînt prezentate nouă referate, fiecare din ele tratînd nivelul transportului în fiecare dintre țările socialiste, precum și tendințele actuale ale mecanizării și automatizării transportului.

Capitolul „Transportul subteran cu benzi" cuprinde 16 referate, în care se tratează alegerea parametrilor optimi ai benzilor transportoare, calculul acționării acestor instalații, controlul și reglarea automată a benzilor transportoare, teoria transportoarelor verticale spirale, parametrii transportoarelor șerpuitoare, aparatajul de control al instalațiilor de transportare etc.

Capitolul „Transportul pe calea ferată" cuprinde nouă referate, care analizează posibilitatea folosirii locomotivelor electrice în minele grizutoase, comanda macazurilor de către mecanicul locomotivei, tipizarea vagonetelor și locomotivelor electrice, noile mijloace de transport la săparea galeriilor, alegerea parametrilor optimi ai transportului cu locomotive etc.

În capitolul „Transportul hidraulic", care cuprinde șase referate, se arată metodele de calcul al diferitelor tipuri de alimentatoare și ale transportului hidraulic de ansamblu, transportul hidraulic al sterilului, dezvoltarea transportului hidraulic în minele de cărbuni din R. P. Chineză etc.

Capitolul „Dispozitivele mecanice de transport vibrant" cuprinde patru referate, care analizează noile tipuri de utilaje de transport vibrant, folosirea vibrațiilor în scopuri speciale la transportul minier etc.

Capitolul „Transportul la exploatările la zi" cuprinde șase referate, care analizează domeniile de folosire optimă a transportoarelor și a locomotivelor, noile sisteme de transport haldare, mecanizarea mutării transportoarelor, poduri transbordoare etc.

Ultimul capitol, „Mașini de încărcat și utilaj auxiliar", cuprinde șapte referate. care tratează tipizarea mașinilor de încărcat, analizarea mașinilor de încărcat, PML-5, alegerea parametrilor optimi ai mașinilor de încărcat cu cupă, automatizarea mașinilor de încărcat cu cupă etc.

În lucrare sînt cuprinse două referate prezentate de partea romînă, și anume :

— „Stadiul tehnicii transportului în R. P. Romînă", de candidat în științe tehnice ing. I. Marian ;

— „Transportor șerpuitor cu racleți pentru exploatarea în abataje-cameră", de ing. G. Micheș și ing. A. Dorobanț.

Lucrarea prezintă un interes deosebit datorită nivelului informațiilor cuprinse în referatele ce o compun și care pot fi folosite cu bune rezultate de cercetători, proiectanți și inginerii din exploatare.

Tematica revistei minelor

pe anul 1963

În domeniul geologiei

— Probleme privind geneza şi structura zăcămintelor de substanţe minerale utile şi legătura lor cu explorarea, extracţia şi prepararea.

— Probleme privind utilizarea, perfecţionarea şi extinderea prospecţiunilor geofizice (magnetice, electrice şi radiometrice) şi geochimice.

— Probleme privind extinderea şi generalizarea carotajului geofizic (electric şi radioactiv) în găurile de sondă pentru explorarea zăcămintelor de cărbune şi minereuri cu scopul completării lacunelor carotajului mecanic şi reducerii cheltuielilor de resăpare şi recarotare a sondelor.

— Eficienţa tehnică şi economică a forajelor subterane în zăcămintele metalifere.

— Metoda de stabilire a parametrilor de calcul al rezervelor de substanţe minerale utile.

— Gradul de asigurare cu rezerve de substanţe minerale utile în vederea unei exploatări raţionale.

— Tehnica nouă în geologie şi hidrogeologie.

— Metoda de colectare, reducere şi prelucrare a probelor de substanţe minerale utile.

— Problemele de cercetări şi studii tehnico-geologice pentru proiectarea construcţiilor termo- şi hidroenergetice.

— Studii geologice tehnice privind sistematizarea şi exploatarea raţională a zăcămintelor de substanţe minerale utile.

— Introducerea de metode noi de foraj pentru explorarea zăcămintelor situate în condiţii geologice grele.

— Studii privind urmărirea şi determinarea diluţiei şi a pierderilor de exploatare.

— Problemele economice actuale ale cercetării zăcămintelor de substanţe minerale utile.

În domeniul săpărilor lucrărilor miniere

— Procedee moderne de săpare a lucrărilor miniere orizontale în minele de cărbuni şi efectele utilizării acestora sub aspectul reducerii costurilor şi scurtării duratei de execuţie.

— Metode speciale de săpare a lucrărilor miniere în formaţiuni acvifere, cu aplicaţii la minele de lignit (electrosilicatizare, congelare, cimentare, argilizare, bituminizare).

— Studii privind influenţa diametrului găurilor de mină forate asupra vitezei de perforare şi asupra consumului de aer comprimat.

— Studiul factorilor care determină condiţiile economice de înaintare a lucrărilor miniere (viteza de săpare, gradul de mecanizare, condiţiile de aeraj şi secţiunea de săpare).

În domeniul metodelor de exploatare

— Studii privind introducerea metodelor de exploatare de înaltă productivitate a muncii.

— Problemele tehnico-economice determinate de coborîrea nivelelor de exploatare.

— Probleme privind metode de rambleiere hidraulică la adîncimi mari.

— Probleme specifice în legătură cu concentrarea producţiei miniere în subteran.

— Problemele tehnice şi economice privind extracţia sării prin sonde.

În domeniul susţinerii

— Studii privind experimentarea mijloacelor moderne de susţinere în abataj şi galerii în scopul reducerii consumului de lemn de mină şi creării posibilităţilor de mecanizare avansată, cu aplicare la condiţiile specifice exploatărilor miniere din ţara noastră şi rezultatele obţinute.

— Studii referitoare la mecanica rocilor în scopul alegerii celor mai eficace metode de susţinere a lucrărilor miniere.

În domeniul mecanizării miniere

— Informaţii asupra utilajelor miniere noi, de mare productivitate, avantajele lor, rezultatele obţinute în alte ţări, posibilităţi de aplicare la condiţiile zăcămintelor noastre şi efectele economice scontate.

— Prezentări privind progresele obţinute în construcţia utilajelor miniere fabricate în ţară.

— Noi realizări în mecanizarea minelor de cărbuni şi de minereuri şi eficienţa lor economică.

— Transportul subteran şi extracţia prin puţuri în condiţiile specifice ale minelor din R.P.R.

În domeniul electromecanicii miniere

— Raţionalizarea reţelelor de aer comprimat.

— Eficienţa economică a recomprimării aerului în exploatări cu reţele de distribuţie de mare întindere.

— Extinderea electrificării minelor.

— Procedee utilizate pentru verificarea ventilatoarelor tubulare axiale acţionate pneumatic sau electric.

— Folosirea ventilatoarelor moderne cu randament mare la aerajul minelor.

— Procedee moderne de evacuare a apelor din mine.

În domeniu preparării

— Îmbunătăţirea indicilor tehnico-economici la prepararea diferitelor substanţe minerale utile.

— Prepararea prin metode speciale a minereurilor greu preparabile pentru a crea posibilităţi de valorificare economică a minereurilor neexploatate pînă în prezent.

— Studii pentru perfecţionarea proceselor de sfărîmare şi măcinare.

— Studii pentru extinderea metodei de preparare prin concentrarea magnetică a minereurilor fin concrescute sau slab magnetice.

— Studii privind prepararea sărurilor de potasiu.

— Căile pentru crearea posibilităţilor de valorificare superioară a unor substanţe minerale nemetalifere din R.P.R.

— Studii privind îmbunătăţirea preparării cărbunilor mărunţi.

— Studii privind elaborarea schemelor optime de preparare şi tratament metalurgic a minereurilor în vederea valorificării lor complexe, inclusiv elementele rare şi disperse însoţitoare.

— Îmbunătăţirea metodelor şi procedeelor privind aprecierea rezultatelor proceselor tehnologice la uzinele de preparare.

— Prezentări privind rezultatele obţinute cu utilajele de preparare fabricate.

— Documentaţii asupra utilajelor moderne de preparare, rezultatele obţinute în străinătate, posibilităţile de aplicare la prepararea minereurilor şi cărbunilor din R.P.R., efectele economice scontate.

— Studii privind producerea unor reactivi noi de preparare din materii prime indigene, de eficacitate sporită, rezultatele tehnico-economice obţinute.

— Studii asupra epurării fizice şi chimice a apelor reziduale care părăsesc uzinele de preparare a minereurilor şi cărbunilor, precum şi asupra utilizării sterililor la rambleierea golurilor subterane.

— Documentaţii şi studii asupra metodelor de dozare cantitativă pe cale electrochimică şi spectrochimică a elementelor rare şi disperse din minereuri şi produse miniere.

În domeniul automatizării

— Comanda centralizată, dispecerizarea şi automatizarea transportului minier în subteran şi la suprafaţă.

— Automatizarea instalaţiilor miniere staţionare (instalaţii de extracţie, staţii de rampe, ventilatoare, compresoare etc.).

— Controlul şi reglarea automată în instalaţiile de preparare.

În domeniul tehnicii securităţii şi protecţiei muncii

— Noi tipuri de explozivi antigrizutoşi şi procedee de puşcare antigrizutoasă a găurilor de mină.

— Studii asupra explozivilor termorezistenţi.

— Documentaţii şi studii în legătură cu utilajele în construcţie antigrizutoasă.

— Metode moderne de semnalizare a pericolului de erupţie a metanului în minele grizutoase.

— Metode de degazare a zăcămintelor de cărbuni, aplicarea lor la condiţiile specifice ale zăcămintelor din ţara noastră şi rezultatele obţinute.

— Aplicarea diferitelor mijloace de combatere a prafului în lucrările miniere din subteran şi la instalaţiile de preparare de la suprafaţă.

— Studii privind îmbunătăţirea aerajului minier.

— Studii privind calculul temperaturii medii şi a variaţiei presiunii aerului atmosferic în mine.

— Metode moderne de îmbunătăţire a climatului minelor.

Metode de prevenire şi de combatere a focurilor de mină şi a exploziilor de metan şi praf de cărbune.

În domeniul economiei şi organizării miniere

— Problema conţinutului mediu minim şi a conţinutului-limită la exploatarea zăcămintelor metalifere.

— Condiţii industriale cerute pentru valorificarea substanţelor minerale utile.

— Criterii de determinare a gradului de mecanizare şi automatizare în industria minieră.

— Eficienţa economică a investiţiilor miniere noi. în industria minieră,. a automatizării instalaţiilor de evacuarea apelor, de aeraj etc.

— Determinarea capacităţii optime a minelor şi parametrii pentru calcularea acestei capacităţi în condiţiile concrete ale zăcămintelor din ţara noastră.

— Problema amortizărilor şi influenţa metodologiei actuale a calculului lor asupra preţului de cost al producţiei în perioada de la intrarea în producţie a unei unităţi miniere noi pînă la atingerea capacităţii proiectate.

— Clasificarea investiţiilor, definiţia şi diferenţierea lucrărilor miniere de deschidere de cele de pregătire ; investiţii pentru creşterea capacităţilor şi pentru menţinerea capacităţii.

— Metode noi de organizare şi dirijare a transportului în industria minieră.

— Eficienţa economică a investiţiilor miniere noi.

— Probleme privind îmbunătăţirea şi determinarea calităţii produselor din industria minieră.

— Studii tehnico-economice privind determinarea conţinutului optim al concentratelor produse în uzinele de preparare.

— Studii privind posibilitatea folosirii materialelor plastice în industria minieră şi efectele economice scontate.

— Aplicarea metodelor matematice pentru rezolvarea problemelor de economie minieră.

REVISTA MINELOR

ANUL XIV Nr. 1 IANUARIE 1963

СОДЕРЖАНИЕ

Лука Мариус К.: *Практические правила для применения метода распределения в целях разрешения задач по рудничному транспорту.*
Автор излагает в теоретическом освещении вопросы рудничного транспорта, используя метод распределения; указывает также и практические правила, которые следует применять для разрешения их.

Негулеску Д.: *Прогресс, достигнутый в конструкции ленточных конвейеров.*
В статье излагаются новейшие усовершенствования конструкции ленточных конвейеров как с точки зрения техники строения так и в отношении применения новых материалов. Далее указываются более важные достижения нашей промышленности в этой области. В заключение, выявляются главные направления в данный момент, фабрикации ленточных конвейеров.

Догару М.: *Современные аспекты и прогресс достигнутый в обогащении каменной соли.*
В статье производится критический анализ современной стадии механического обогащения каменной соли на соляных копях, которые добывают чистую соль, приводя главные технологические аспекты и наиболее характерные схемы оборудования. Параллельно приводится достигнутый прогресс в обогащении каменной соли в других странах. В заключение подчеркивается необходимость просмотра схем обогащения, имеющихся на копях Слэник, Тыргу-Окна и Окна-Деж (старая установка) в целях модернизирования их.

Бучу К. и Илие П: *Влияние условий фабрикации фосокрезолов на действие их в процессе флотации.*

Маринеску И.: *Некоторые геологические заметки относительно бассейнов Валя Жиулуй и Хацег*
Работа представляет собой геологические заметки относительно мелового и палеонтологического периодов бассейнов Хацега и Валя Жиулуй, в их восточной полосе, основоваясь при этом на палеонтологические доказательства. Речь идет о попытке восстановить геологическую историю бассейна.

Олтенеану М. *Минералого-петрографические исследования калиевых и магниевых руд месторождения Тыргу.Окна-Гэлян (Бакэу)* В статье указаны минералогические и петрографические исследования калиевых и магниевых руд месторождения Тыргу Окна-Гэлян. Месторождение расположено в формациях нижнего миоцена Восточного Предкарпатия, на восточном крыле соленоснога массива, с наклоном в 60-70° к запабу. Выявлены как основные компоненты следующие минералы; галит, сильвин, каинит, полигалит, ангидрит и другне в меньшем количестве: лангейнит, пикромерит, карналлит, кизерит, леонит и др. Характеристикой месторождения является то. что руда залегает в виде брекчий с обилием землистого материала.

ЗАМЕТКИ

Патрики К.: *Графический метод обработки центральных сейсмических исследований.*
Посредством графических способов и в целях геофизических поисков по методу центральных сейсмических исследований, определяется равнодействующее наклонение сейсмо-геологического предела как в горизонтальной так и в вертикальной плоскостях в окончательной ее форме.

Мырза И. и Гергариу Л.: *Бентониты в Вчаля Киоарулуй.*

РЕЦЕНЗИИ

INHALT

Luca Marius, C.: *Praktische Regeln für die Benutzung der mathematischen Verteilungsmethode zur Lösung der Probleme der Grubenförderung.* Man behandelt theoretisch die Probleme der Grubenförderung mit Hilfe der Verteilungsmethode und man gibt praktische Regeln für die Lösung solcher Probleme an.

Negulescu, D.: *Fortschritte in dem Aufbau der Bandförderer.* Man stellt die letzten Entwicklungen der Bandförderer betreffs der Aufbautechnik und der Benutzung neuester Aufbaustoffe dar. Nach der Beschreibung der wichtigsten Erzeugnisse der rumänischen Industrie auf diesem Gebiet, werden die Richtlinien der gegenwärtigen Entwicklung der Förderbanderzeugung in den Vordergrund gestellt.

Dogaru, M.: *Der heutige Stand und die Fortschritte der Steinsalzaufbereitung.* In dem Aufsatz wird der gegenwärtige Stand der Aufbereitung in den Steinsalzbergwerken kritisch betrachtet. Der Verfasser vergleicht die wichtigsten technologischen Vorgänge in den Aufbereitungsanlagen rumänischer Steinsalzbergwerken mit den im Auslande auf diesem Gebiet erzielten Fortschritten und schliesst auf die Notwendigkeit zu, das Aufbereitungsschema in den Steinsalzbergwerken Slănic, Tîrgu-Ocna und Ocna-Dej (alte Anlage) zwecks Modernisierung nachgesehen zu werden.

Buciu, C. und Ilie, P.: *Einfluss der Erzeugungsbedingungen von Phosokresolen auf ihren Wirkungen in dem Schwimmaufbereitungsprozesse.*

Marinescu, I.: *Einige geologische Bemerkungen auf die Becken von Valea Jiului und Haţeg.* Der Verfasser macht einige paläontologisch begründete geologische Bemerkungen auf die Schichtenfolge der Kreide und des Paläogen in der äussersten Ostgrenze des Beckens von Valea Jiului und Haţeg. Auf dieser Weise wird ein Versuch zur Wiederherstellung der geologischen Geschichte dieses Beckens gemacht.

Olteneanu, M.: *Mineralogische und petrographische Untersuchungen auf die Kalisalzerze von Tg. Ocna-Gălean (Bacău).* In dem Aufsatz werden die von Verfasser durchgeführten mineralogischen und petrographischen Untersuchungen auf die K- und Mg-Erze von Tg. Ocna-Gălean dargestellt. Die Lagerstätte befindet sich in dem Untermiozän des Östkarpathen auf dem östlichen Flügel eines Steinsalzblocks und hat eine westlich gerichtete Neigung von 60—70°
Als Hauptkomponenten hat man folgende Mineralien identifiziert: Steinsalz, Sylvin, Kainit, Polyhalit, Anhydrit, als auch, in kleineren Mengen: Langbeinit, Prikomerit, Carnallit, Kieserit, Leonit und andere. Das Kennzeichen der Lagerstätte ist die Gestaltung des Erzes als Breccie mit reichlichem fadenförmigem Material.

NOTIZ

Patrichi, C.: *Graphisches Verfahren für die Verarbeitung der seismischen Messungen in Zentralbohrungen.* Die resultierende Neigung der seismogeologischen Grenze in der horizontalen als auch in der vertikalen Ebene kann für geophysikalischen Forschungsarbeiten in ihrer endgültigen Form durch das Verfahren der Zentralbohrungen graphisch ermittelt werden.

Mîrza, I. und Ghergariu, L.: *Der Bentonit von Valea Chioarului.*

BUCHBESPRECHUNG

SOMMAIRE

Luca Marius, C.: *Les règles pratiques pour l'application de la méthode des distributions à la solution des problèmes posés au transport minier.* L'auteur examine théoriquement les problèmes du transport minier à l'aide de la méthode des distributions, en indiquant aussi les règles pratiques à suivre pour arriver à leur solution.

Negulescu, D.: *Du progrès dans la construction des convoyeurs à bande.* On présente les derniers perfectionnements apportés aux convoyeurs à bande concernant la technique de la construction et l'utilisation des matériaux nouveaux. Après la description des plus importants produits de l'industrie roumaine dans ce domaine, l'auteur met en évidence la direction de l'évolution actuelle de l'industrie roumaine productrice de convoyeurs à bande.

Dogaru, M.: *Les aspects actuels et le progrès obtenu dans le traitement du sel gemme.* On fait une analyse critique de l'état actuel de la préparation mécanique dans les salines exploitant le sel pur et on décrit les lignes technologiques les plus représentatives. L'auteur présente aussi le progrès obtenu à l'étranger dans le traitement du sel pur et insiste, en conclusion, sur la révision du schéma de préparation dans les salines de Slănic, Tîrgu-Ocna et Ocna-Dej (l'ancienne installation) en vue de leur modernisation.

Buciu, C. et Ilie, P.: *L'influence des conditions de fabrication des phosocrésols sur leur activité dans la flottation.*

Marinescu, I.: *Quelques observations géologiques sur les bassins de Valea Jiului et de Haţeg.* Basé sur des arguments d'ordre paléontologique, l'auteur fait quelques observations géologiques sur la stratigraphie du crétacé et du nummulitique du bassin de Haţeg et Valea Jiului dans son extrémité Est. De cette manière on tâche de faire une reconstitution de l'histoire géologique du bassin.

Olteneanu, M.: *Recherches minéralogiques et pétrographiques sur le minerai de potassium et magnésium de Tg. Ocna-Gălean (Bacău).* On présente les recherches minéralogiques et pétrographiques faites par l'auteur sur le minerai de K et Mg du gisement de Tg. Ocna-Gălean. Le gisement est logé dans les formations du Miocène Inférieur des Subcarpathes Orientales, sur le flanc Est d'un massif de sel ayant un pendage de 60—70° vers l'Ouest. On a identifié comme principaux composants les minéraux suivants: halite, sylvine, kaïnite, polyhalite, anhydrite, de même que, en quantité plus réduite : langbeinite, picromérite, carnallite, kiesérite, léonite et d'autres. La caracteristique du gisement est le minerai qui se présente comme une brèche avec beaucoup de matériel filiforme.

NOTES

Patrichi, C.: *Méthode graphique d'interprétation des mesurages sismiques dans les sondages centrales.* Par des procédés graphiques on détermine, à l'aide de la méthode des sondages sismiques centrales pour les travaux de prospection géophysique, le pendage résultant de la limite sismique dans le plan horizontal de même que dans le plan vertical dans sa forme définitive.

Mîrza, I. et Ghergariu, L.: *La bentonite de Valea Chioarului.*

COMPTES-RENDUS

CONTENTS

Luca Marius, C.: *The practical ways of solving different mining conveyance problems by means of the distribution method.* The potential uses of the distribution method in the field of mining conveyance are theoretically, discussed and the practical ways of solving different related problems pointed out.

Negulescu, D.: *Advances in belt conveyor building.* The author describes the latest improvements applied to belt conveyors, in respect of both : building techniques and new materials used.

Some important achievements obtained by our industry in this field of activity are then emphasized. In conclusion the present trends of the belt conveyor building industry are being outlined.

Dogaru, M.: *Some present problems and advances in rock salt dressing.* This paper contains a critical analysis of the present stage of mechanical dressing in rock salt mines. The main technological aspects as well as the most representative installation schemes are presented. Some information is given concerning the progress made by other countries in the field of rock salt dressing. In conclusion, results the necessity of revising and modernizing the dressing schemes now in use at the Slănic, Tg. Ocna and Ocna-Dej (the old installation) rock salt mines.

Buciu, C. and Ilie, P.: *The influence of manufacture conditions on the activity of phosocresols during flotation.*

Marinescu, I.: *Some geological observations concerning the Valea Jiului and Haţeg basins.* Based on palaeontological arguments, the author presents some geological observations regarding the stratigraphy of the cretaceous and palaeogen systems at the Eastern extremity of the Valea Jiului and Haţeg basins. A reconstitution of the geological history of these basins is attempted.

Olteneanu, M.: *Mineralogical and petrographical researches concerning the potassium and magnesium ore of Gălean-Tg. Ocna (Bacău).* The article presents the original mineralogical and petrographical researches concerning the potassium and magnesium ore of the deposit of Tg. Ocna-Gălean (Bacău). The deposit is included in the Lower Miocen formation of the eastern "Subcarpaţi", on the eastern flank of the salt massive, with an western inclination of 60—70°.

As principal components, following minerals have been identified : rock salt, sylvine, kainit, polyhalit, anhydrit and, in smaller quantities: langbeinit, picromerit, carnallite, kieserit, leonit and other minerals.

The characteristic of the mineral deposit consists in the fact that the ore is included in the form of breccia, with abundant wireformed material.

NOTES

Patrichi, C.: *A graphic method for processing the central seismosoundings.* A graphic technique has been developed for processing the central seismosoundings in geophysical prospection works. This technique makes it possible to determine the resultant inclination of the seismological limit in both: horizontal and vertical planes, in its definitive form.

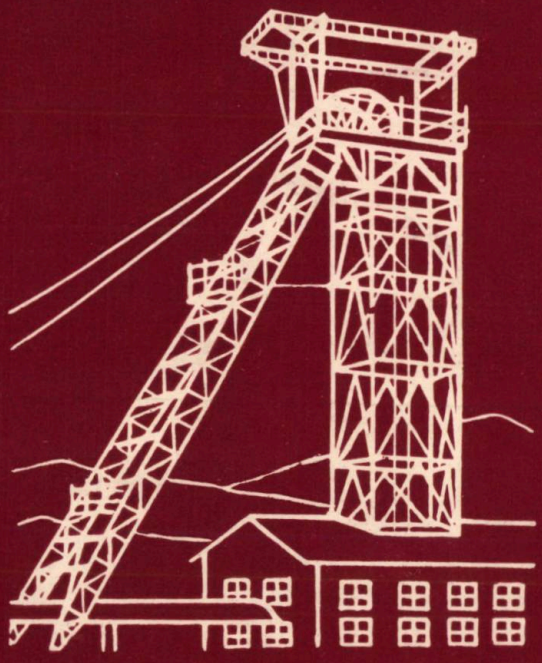
Mîrza, I. and Ghergariu, L.: *The Valea Chioarului bentonite.*

REVIEWS

I. P. 2, c. 4977

E 1433

REVISTA MINELOR



VOLUMUL XIV NUMĂRUL 2 PAGINA 49 — 96

2

BUCUREŞTI FEBRUARIE 1963

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

Anul XIV **Nr. 2** **Februarie 1963**

REDACŢIA: BUC., Str. SF. ION NOU 33, Tel.: 21.26.03

CUPRINS

Pagina

MINEU, I.: **Instalaţii de extracţie multicablu şi posibilităţile de folosire a acestora la minele din R.P.R.** . . . 49 — 59

IUGUREANU, N. şi LOY, T.: **Mărirea eficacităţii aerajului secundar prin îmbunătăţirea continuă a caracteristicilor ventilatoarelor pneumatice** . . . . 60 — 65

SECARA, GH. **Probleme de calcul şi construcţie a coliviilor de extracţie** 65 — 75

DOGARU, M.: **Metode şi cercetări de preparare a sării impure** . . . . 75 — 82

TRIFULESCU, M.: **Zăcămintele de azbest din Banat. I.** . . . . . 83 — 87

NOTE

* * * **Industria de molibden din ţările capitaliste în perioada 1958—1960** . 87 — 89

IONESCU, FL. **Noutăţi în magnetometrie**

* * * **Acţiunea depresantă a cianurii şi a sulfatului de zinc în faza de flotare selectivă a concentratului colectiv** . 90 — 92

* * * **Influenţa folosirii apei încălzite la flotarea minereurilor de sulfuri.** .

INOVAŢII

RECENZII

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU — membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. — Laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

J 12198/63
LEFORDITVA

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

Instalaţii de extracţie multicablu şi posibilităţile de folosire a acestora la minele din R.P.R.

Ing. I. Mineu

Una dintre fazele principale ale procesului de producţie în minerit este extracţia masei miniere la suprafaţă. O dată cu creşterea adîncimilor de extracţie a evoluat şi construcţia instalaţiilor de extracţie, evoluţie determinată de sporirea producţiei şi de condiţiile noi ivite în exploatare. Dintre rezultatele cele mai importante se remarcă apariţia maşinilor de extracţie multicablu, care în ultimul timp s-au răspîndit din ce în ce mai mult în diferite ţări.

Deoarece pînă în prezent nu avem montate în ţară asemenea instalaţii, articolul de faţă are scopul să atragă atenţia inginerilor şi tehnicienilor din industria minieră asupra caracteristicilor constructive şi calitative ale acestor maşini şi totodată să deschidă discuţia asupra problemelor de ordin tehnic şi economic în legătură cu folosirea lor, ţinînd seamă de condiţiile concrete ale minelor noastre *.

PARTEA I

Elementele principale ale maşinilor de extracţie multicablu, probleme specifice ale acestora, tipuri de maşini, avantajele şi dezavantajele lor

1. Părţile principale ale unei maşini de extracţie multicablu sînt :

a) Partea mecanică, arătată schematic în figura 1, cuprinde [5] : arborele principal *a*, lagărele acestuia *b*, roata de fricţiune *c*, roata de deviere *d*, organul de execuţie a frînei, inclusiv acţionarea ei, *e*, pupitrul de comandă *f*, reductorul (fig. 2 şi 4) şi dispozitivul *g* pentru strunjirea canalelor căptuşelii roţii de fricţiune.

În legătură cu partea mecanică a maşinii sînt de reţinut următoarele :

— Roţile de fricţiune, de diametre mari, se montează pe arbore prin presare la cald, fără pene de îmbinare. În cazul acţionării roţii de fricţiune fără reductor, motorul de turaţie joasă se cuplează la arborele principal printr-un cuplaj cu dinţi.

— Maşinile sînt dotate cu frîne pneumatice sau hidraulice. În cazul celor hidraulice, de exemplu la maşina MK, cu roata de fricţiune cu diametrul de 3,25 m, presiunea este menţinută automat între 10 şi 16 kg/cm^2. Saboţii de frînă se confecţionează din material plastic cu un coeficient de frecare pînă la 0,35, admiţîndu-se o presiune specifică pînă la 8 kg/cm^2.

— Maşinile de extracţie, acţionate cu electromotor de turaţie mare, în general folosesc reductoare fixate pe arcuri. Sprijinirea arcuită a reductorului are scopul de a micşora tendinţa de ridicare a acestuia datorită eforturilor dinamice ce apar în perioada pornirii şi opririi maşinii.

— Cînd distanţa dintre centrele vaselor de extracţie este mai mică decît diametrul roţii de fricţiune, se folosesc roţi de deviere cu un diametru egal cu acela al roţii de fricţiune. Roţile de deviere pot fi căptuşite cu material plastic sau fără — cu canale metalice. Dacă sînt mai multe roţi de deviere, numai una poate fi fixată pe arbore; restul se rotesc liber pentru a se evita alunecarea cablului din cauza nepreciziilor în diametrele canalelor lor.

— În funcţie de alegerea tipului motorului electric şi de amplasarea vaselor în puţ, unele subansamble pot lipsi, ca reductorul şi roata de deviere.

— Fiecare maşină se echipează cu pupitru de comandă, care poate fi instalat în orice loc în sala maşinilor. Este posibilă instalarea lui la locurile de descărcare a schipurilor sau pe platforma de descărcare a coliviilor. Pupitrul de comandă este înzestrat cu toate aparatele şi indicatoarele necesare unei comenzi sigure şi uşoare a maşinii.

— Dispozitivul pentru strunjirea canalelor la schimbarea căptuşelii roţii de fricţiune sau în timpul exploatării, în scopul egalizării diametrelor, se montează sub roata de fricţiune, operaţia de strunjire putîndu-se face şi cînd cablurile sînt suspendate.

În figura 2 este prezentată o maşină sovietică tip MK 2,1 × 2 (diametrul roţii de fricţiune de 2,1 m şi cu două cabluri) pentru o sarcină utilă de 3 t, cu adîncimea maximă de extracţie $H_m = 1\,200$ m. Se disting în principal : roata de fricţiune, reductorul şi pupitrul de comandă.

În figura 3 se vede lagărul arborelui principal, coroana de frînare, saboţii de frînă, căptuşeala roţii de fricţiune şi prinderea acesteia, aşezarea cablurilor în canale şi distanţarea celor patru cabluri pe toba de fricţiune.

b) Partea electrică a maşinii cuprinde subansamblele destinate pentru acţionarea şi automatizarea memorării ei. Dintre acestea fac parte motoarele electrice şi sistemul W—L în cazul folosirii curen-

* Ţinem să scoatem în evidenţă concursul preţios dat de ing. Tr. Bîrsan, ing. A. Bacu, ing. M. Lucas, ing. C. Şoncodi în legătură cu prezentarea caracteristicilor maşinilor şi analiza unor probleme specifice cu privire la utilizarea lor.

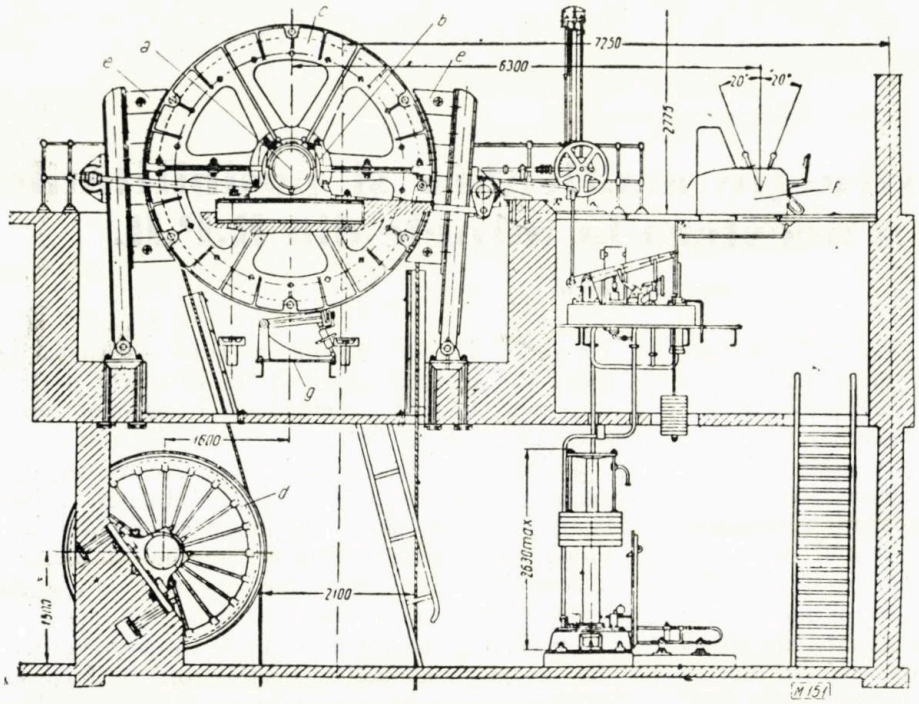


Fig. 1. Schema mașinii de extracție multicablu.

tului continuu, comenzile automate, precum și instalația electrică auxiliară necesară funcționării primelor.

În general, acționarea instalațiilor se face prin motoare asincrone și cu motor de curent continuu în sistemul W—L.

— Acționarea cu motor asincron este cea mai simplă și mai ieftină ca investiții. O dată cu perfecționarea frînării dinamice, acest sistem se adaptează din ce în ce mai mult automatizării. Sistemul se impune mai ales pentru puteri pînă la 1 000 kW. În unele cazuri se ajunge la puteri mai mari.

Adesea, la aceeași mașină acționarea este realizată prin două motoare cuplate la același reductor, (fig. 4), construit special în acest scop. Sub această formă, limita folosirii motorului asincron a ajuns la 2 000 kW și peste.

Ca o caracteristică specifică a mașinilor de extracție multicablu este masa redusă a lor, de 3—5 ori mai mică decît a mașinilor corespunzătoare cu tobe. Aceasta influențează pozitiv acționarea mașinii, în sensul că vîrfurile de putere la pornire și oprire sînt mult mai mici. Efect pozitiv asupra acționării mașinii are și faptul că instalația este prevăzută totdeauna cu cablu de echilibru. Din aceste motive, dimensionarea motorului de acționare se face după condițiile de încălzire, această condiție satisfăcînd în general și condițiile de supraîncărcare. La aceste mașini de extracție niciodată nu se ajunge la supradimensionarea motorului datorită necesității de acoperire a vîrfurilor de sarcină, așa cum este cazul la mașinile cu tobe. Aceasta influențează pozitiv atît consumul de energie cît și dimensiunile motorului (acestea se micșorează).

— Acționarea cu motor de curent continuu în sistemul W—L (Ward-Leonard) nu prezintă nici o

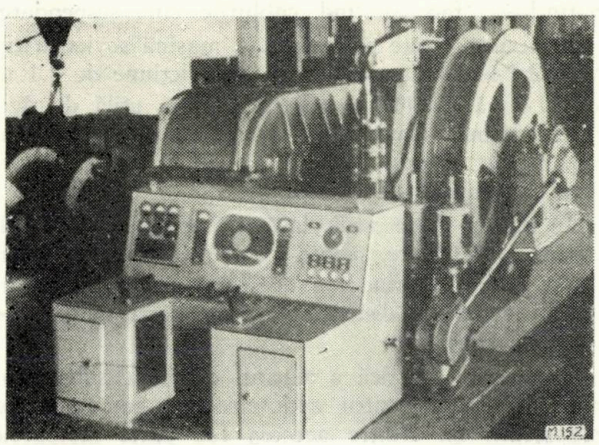


Fig. 2. Vedere generală a mașinii MK-2,1×2.

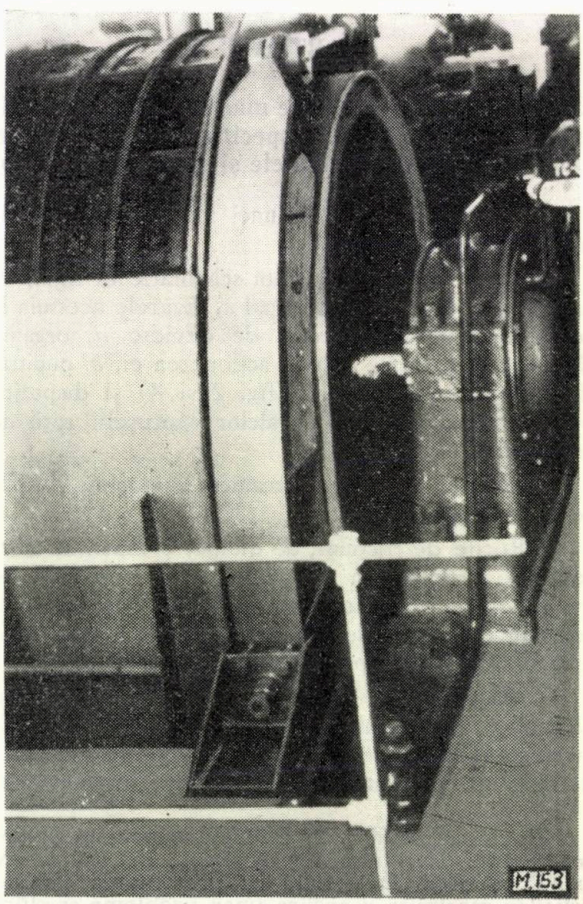


Fig. 3. Vedere din față a unei tobe de fricțiune.

dificultate. Ca avantaje se pot arăta: realizarea unor unităţi de putere mare, scheme de comandă şi automatizare mai simple decît în cazul folosirii motorului asincron, ceea ce asigură un domeniu larg de reglare, pierderi mici de energie în perioada de pornire şi oprire.

Ca dezavantaje ale acţionării în sistem W—L remarcăm : spaţiu de montare mai mare decît în cazul motoarelor asincrone, pierderi la mersul în gol atunci cînd instalaţia nu se foloseşte intens, costul părţii electrice mai mare decît în cazul motoarelor asincrone.

Acest sistem are o largă răspîndire acolo unde este nevoie de puteri mari, are loc un transport intens pe puţuri şi unde sînt necesare multe manevre (extracţii de la mai multe orizonturi).

În scopul micşorării gabaritului la ansamblul motor-roată de fricţiune şi al reducerii greutăţii acestuia, în ultimul timp s-au conceput şi aplicat diferite scheme constructive şi de montaj. O evoluţie semnificativă în acest domeniu este prezentată în figura 5, care se referă la o maşină de extracţie pentru o sarcină utilă de 18 t, adîncimea de extracţie fiind de 1 200 m, viteza de extracţie — de 16 m/s [6]. În această figură notaţiile reprezintă :

a — maşină de extracţie multicablu, avînd frînă radială şi cu axul rotorului de la motor în consolă ;

b — maşină de extracţie multicablu, avînd frînă axială şi cu axul rotorului de la motor în consolă ;

c — maşină de extracţie multicablu, avînd lagăre exterioare şi frînare axială ;

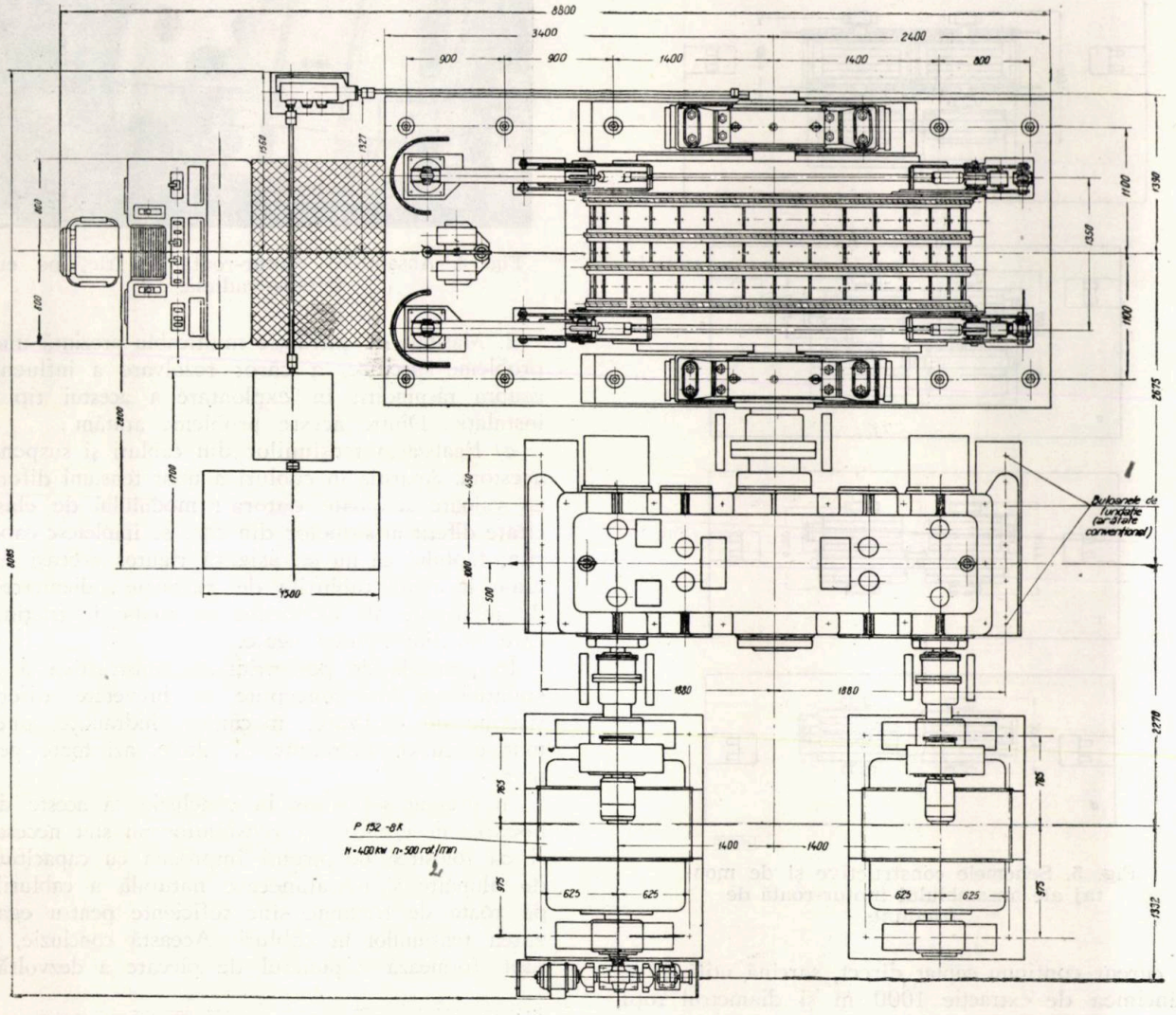


Fig. 4. Schema de acţionare a unei maşini ce funcţionează cu două motoare cuplate la acelaşi reductor construit special.

d — maşină de extracţie multicablu, avînd frînă axială şi motorul introdus în tobă.

Un ansamblu de motor-roată de fricţiune cu frînare radială se vede în figura 6 [6]. Maşina are patru cabluri, este complet automatizată, cu motor

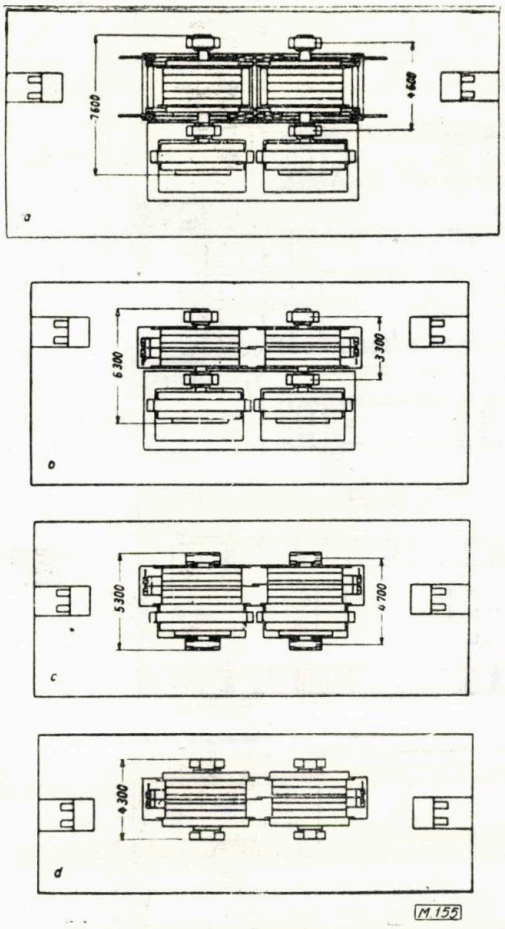


Fig. 5. Schemele constructive şi de montaj ale ansamblului motor-roată de fricţiune.

de curent continuu cuplat direct, sarcină utilă 20 t, adîncimea de extracţie 1000 m şi diametrul roţii de fricţiune de 5 m. O altă maşină, cu motor de curent continuu cuplat direct şi frînare axială, este prezentată în figura 7 [6].

În ceea ce priveşte alegerea sistemului de acţionare cu motor asincron sau grup W—L nu există un criteriu precis de delimitare. Rezolvarea corectă a problemei se poate face numai dacă se ţine seamă de balanţa energetică între cele două sisteme de acţionare şi de condiţiile impuse în exploatare, de la caz la caz.

Pentru acţionarea maşinilor cu motor de curent continuu se mai pot folosi în locul grupului W—L redresoare cu mercur. Acest sistem nu a luat încă o dezvoltare mare. Datorită posibilităţilor de perfecţionare a sursei de curent continuu, fiind în acelaşi timp ieftină şi cu randament ridicat, acest sistem de acţionare are şanse de a deveni o soluţie acceptată.

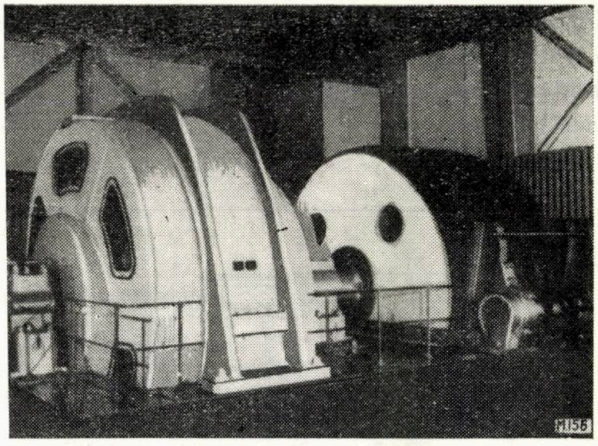


Fig. 6. Ansamblul motor-roată de fricţiune cu frînare radială.

2. Maşinile de extracţie multicablu prezintă unele probleme specifice, a căror rezolvare a influenţat asupra răspîndirii în exploatare a acestui tip de instalaţie. Dintre aceste probleme arătăm :

a) Egalizarea tensiunilor din cabluri şi suspensia acestora. Apariţia în cabluri a unor tensiuni diferite ca valoare se poate datora : modulului de elasticitate diferit al sîrmelor din care se împletesc cablurile; faptului că nu se asigură riguros aceeaşi lungime la toate cablurile de extracţie ; diametrelor de înfăşurare ale cablurilor pe roata de fricţiune, care nu sînt riguros egale.

În perioada de perfecţionare constructivă a instalaţiei au fost concepute şi brevetate diferite sisteme de egalizare, mecanice, hidraulice, pneumatice, cu contragreutăţi şi altele, azi toate perimate.

În prezent s-a ajuns la concluzia că aceste dispozitive de egalizare a tensiunilor nu sînt necesare şi că folosirea de pîrghii împreună cu capacitatea de alungire şi de alunecare naturală a cablurilor pe roata de fricţiune sînt suficiente pentru egalizarea tensiunilor în cabluri. Această concluzie, de fapt, formează şi punctul de plecare a dezvoltării

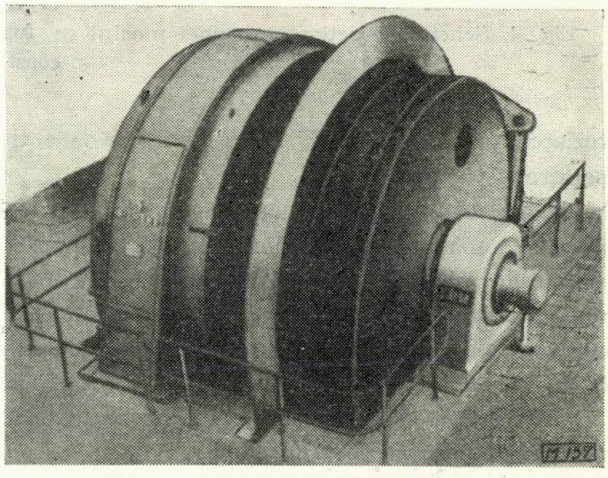


Fig. 7. Maşina cu motor de curent continuu cuplat direct şi cu frînare axială.

rapide a construcției mașinilor de extracție multicablu.

Deoarece, din cauza diferenței între lungimile cablurilor sau între diametrele canalelor de înfășurare de la roata de fricțiune, apar tensiuni diferite în cabluri, s-a pus foarte acut necesitatea de a rezolva ajustarea cablurilor.

Dispozitivele mai vechi aveau inconvenientul că pentru ajustarea cablurilor erau necesare imobilizarea vaselor de transport la rampă și scoaterea cablurilor de sub sarcină. Azi există dispozitive de ajustare rapidă, întreaga operație putîndu-se efectua în 10—15 minute, egalizîndu-se corect tensiunile în cabluri.

În figura 8 se arată diferite scheme de prindere a cablurilor de vasul de transport prin sistemul pîrghiilor [3].

În figura 9 este redat ansamblul pompă-conductă-dispozitiv de ajustare hidraulică [6].

În figura 10 se arată părțile dispozitivului de ajustare [6].

În scopul evidențierii diferențelor de tensiuni ce pot apărea în cabluri, în urma unor măsurători efectuate în decurs de două luni, s-a întocmit diagrama prezentată în figura 11, în cazul a patru cabluri, legătura la vasul de transport făcîndu-se prin sistemul pîrghiilor [3].

b) Executarea și menținerea unor canale corecte pentru înfășurarea cablurilor și căptușirea acestor canale. Pentru menținerea dimensiunilor corecte ale canalelor se folosesc freze speciale, așezate sub roata de fricțiune. Verificarea diametrelor canalelor se face automat. În figurile 12 și 13 se poate vedea modul de așezare a acestor freze sub o roată de fricțiune care are patru cabluri [6].

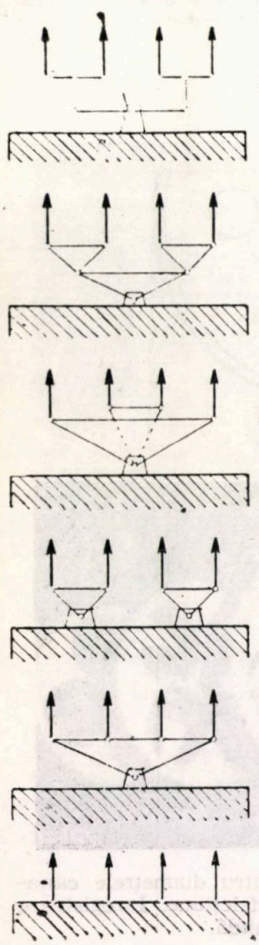


Fig. 8. Schema de prindere a cablului de vasul de transport prin sistemul pîrghiilor : *1* — suspensie centrală cu pîrghie triplă (indiferent) ; *2* — suspensie centrală cu pîrghie triplă (stabil) ; *3* — suspensie centrală cu pîrghie dublă ; *4* — suspensie în două puncte ; *5* — suspensie centrală la o singură pîrghie ; *6* — suspensie în patru puncte.

Căptușirea canalelor trebuie făcută cu un material corespunzător, suficient de elastic pentru a putea compensa prin comprimare diferențele între tensiunile cablurilor. Elasticitatea acestor materiale se exprimă în kgf ce apasă radial pe 1 cm de cablu și comprimă căptușeala cu 1 cm. Ca exemplificare arătăm că materialul sintetic „Kautex" are o cifră de elasticitate de 220. O asemenea căptușeală a rezistat la 394 625 curse, transportîndu-se 6 950 000 t cărbuni. Cablul cu diametrul de 40 mm

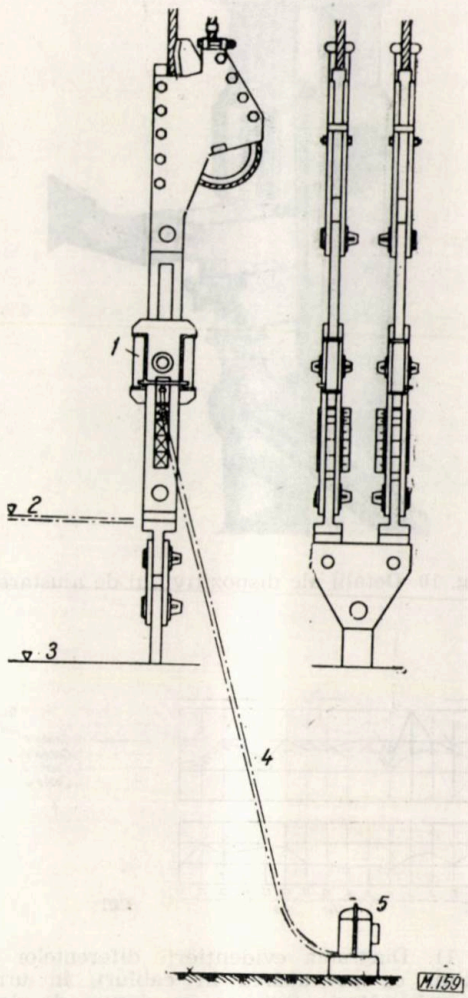


Fig. 9. Ansamblul pompă-conductă-dispozitiv de ajustare hidraulică : *1* — presă hidraulică detașabilă ; *2* — platformă de comandă mobilă ; *3* — marginea superioară a coliviei ; *4* — tub de înaltă presiune ; *5* — pompă cu motor.

folosit nu a prezentat uzură și a fost menținut în serviciu doi ani.

c) Montarea și înlocuirea cablurilor uzate nu demult mai constituia o problemă dificilă. Ca soluționare, în prezent sînt construite cabestane cu fricțiune speciale, prevăzute cu dispozitive de apăsare, așa cum se vede în figurile 14 și 15 [6]. Cablul se ia direct de pe tobele de livrare și, prin aceste cabestane, este condus pe roata de fricțiune și acționat de însuși vasul de transport. Frînarea se face cu ajutorul dispozitivelor de apăsare a cablului pe tobele cabestanului. Acest dispozitiv este format dintr-un lanț cu role, acționat cu arcuri spirale.

Cu ajutorul acestor cabestane se obține o tensiune constantă în toate cablurile și astfel are loc o desfășurare uniformă a cablurilor. Cabestanele

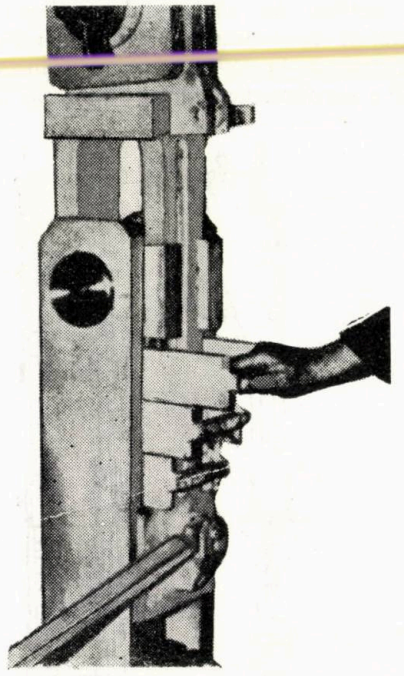


Fig. 10. Detalii ale dispozitivului de ajustare.

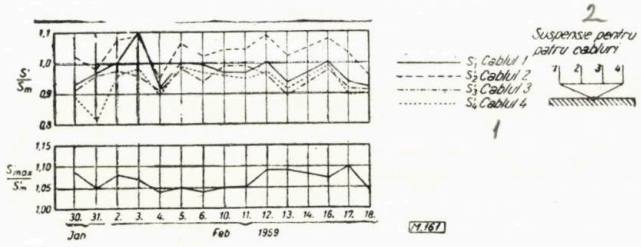


Fig. 11. Diagrama evidenţierii diferenţelor de tensiuni ce pot apărea în cabluri, în urma unor măsurători efectuate în decurs de două luni :

S' este tensiunea în cabluri măsurată cu dinamometrul ;

S_{max} — tensiunea maximă a cablului măsurată cu dinamometrul ;

S'_m — tensiunea medie a cablului din valorile măsurate ;

S_m — tensiunea medie calculată la locul de exploatare.

sînt montate pe un şasiu cu roţi, putînd fi deplasate de la un loc la altul.

d) Un inconvenient principal ce poate surveni în timpul funcţionării instalaţiei este alunecarea cablurilor pe roata de fricţiune. De aceea verificarea prealabilă prin calcul contra alunecării cablurilor este foarte importantă. Verificarea se face după formula :

— Coeficientul de siguranţă dinamic (pentru perioada de accelerare şi retardare) :

$$\sigma_d = \frac{S'_2 \left(e^{\mu\alpha} - 1 \right)}{S'_1 - S'_2} \geqslant 1{,}25 ;$$

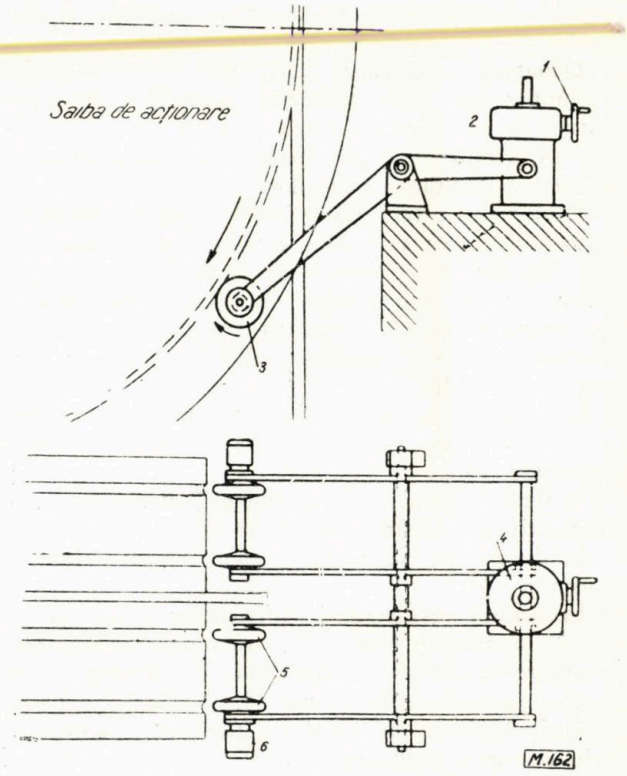


Fig. 12. Schema de aşezare a frezelor sub roata de fricţiune, care are patru cabluri :

1 — manetă ; *2* — mecanism de acţionare ; *3* — freză ; *4* — mecanism de acţionare ; *5* — freze ; *6* — motor.

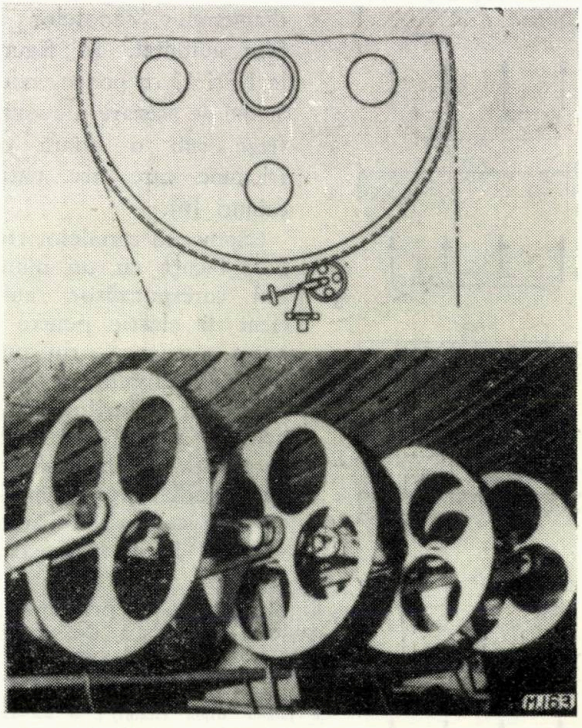


Fig. 13. Aparate de control pentru diametrele canalelor cablurilor de pe toba de fricţiune. Înregistrare electrică pe bandă.

— Coeficientul de siguranță static (pentru perioada de viteză uniformă) :

$$\sigma_s = \frac{S_2''\left(e^{\mu\alpha}-1\right)}{S_1'' - S_2''} \geqslant 1{,}75,$$

în care :

S_1' și S_2' reprezintă tensiunile corespunzătoare cu ramura încărcată și cea neîncărcată în perioada mișcării accelerării ;

S_1'' și S_2'' — aceleași tensiuni în perioada mișcării uniforme :

μ — coeficientul de frecare al cablului de căptușeala roții de fricțiune ;

α — unghiul de înfășurare al roții de fricțiune.

Presiunile specifice ale cablurilor asupra căptușelii de pe roata de fricțiune se determină cu relația :

$$q = \frac{S_1 + S_2}{D \cdot n \cdot d},$$

în care :

S_1 și S_2 reprezintă tensiunile în ramura încărcată și neîncărcată a cablului ;

D — diametrul roții de fricțiune ;

d — diametrul cablului ;

n — numărul cablurilor de extracție.

Presiunea specifică poate fi luată cu o valoare de 20—25 kg/cm², iar coeficientul de frecare — de 0,22—0,30. Valoarea coeficientului de frecare depinde în principal de felul materialului ce se folosește pentru căptușirea roții de fricțiune.

3. Buna funcționare a mașinilor de extracție multicablu este determinată în foarte mare măsură de calitatea cablurilor de extracție folosite. Calitatea acestora depinde de procesul de înfășurare a sîrmelor, întinderea sîrmelor și șuvițelor (toroanelor), calitatea unsorii, calitatea sîrmelor, construcția cablurilor și întreținerea acestora în timpul exploatării.

Literatura de specialitate arată că printr-o ungere mai bună se poate obține o economie de circa 5% la consumul de cabluri, circa 5% economie dacă materialul se pretensionează, circa 10—30% economie dacă se folosesc cabluri de construcții speciale.

S-a constatat că cele mai bune cabluri sînt cele cu toroane late sau triunghiulare, și în special cele de construcție închisă cu profile fasonate de dimensiuni mici.

Cel mai des se folosesc două profile de sîrmă fasonată, și anume X și Z. Ultimul este folosit la alcătuirea stratului exterior al cablului și constituie o îmbinare sigură a acestuia.

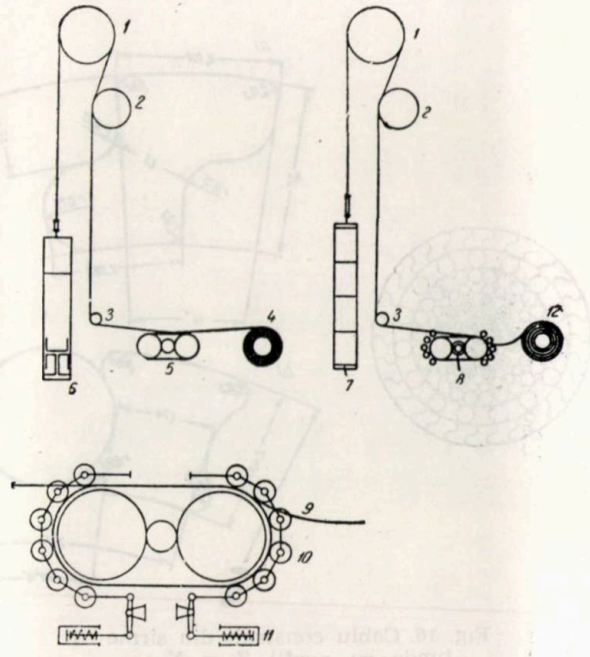


Fig. 14. Cabestan cu fricțiune prevăzut cu dispozitiv de apăsare :
1 — șaibă Koepe ; *2* — șaibă de deviație ; *3* — role de deviație ; *4* — troliu unghiular cu frînă ; *5* — role de apăsare ; *6* — schip ; *7* — colivie de extracție ; *8* — role de apăsare cu dispozitivul de presare ; *9* — de la tamburul pe care se livrează cablul ; *10* — lanț cu role de presare ; *11* — resort de apăsare ; *12* — tamburii pe care se livrează cablul.

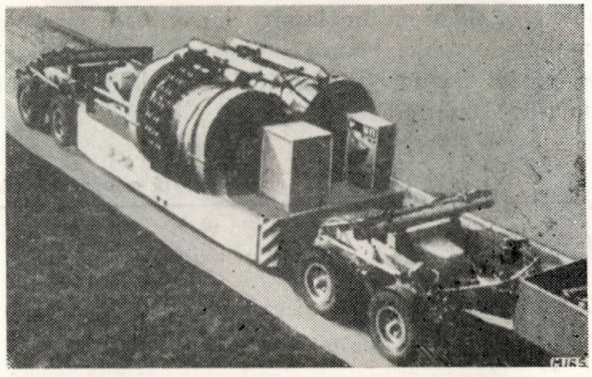


Fig. 15. Cabestan pe pneuri — vedere generală.

La cablurile de construcție închisă, sîrmele rotunde se aleg de obicei cu o rezistență la rupere de 160—180 kg/mm², sîrmele profilate în formă de X cu 140 kg/mm², iar cele în formă de Z cu 130 kg/mm².

Cablurile semiînchise se obțin numai cu sîrmă profilată în X cu o rezistență la rupere de 145 kg/mm².

În figura 16 se arată un cablu construit din sîrme cu profile Z, X și rotunde.

Din compararea cablurilor deschise cu cele închise rezultă că la același efort de rupere cablurile închise au diametrul cu ~ 25% mai mic, forța efectivă de rupere a cablului mult superioară și că greutatea cablului (în funcție de diametre) crește într-o

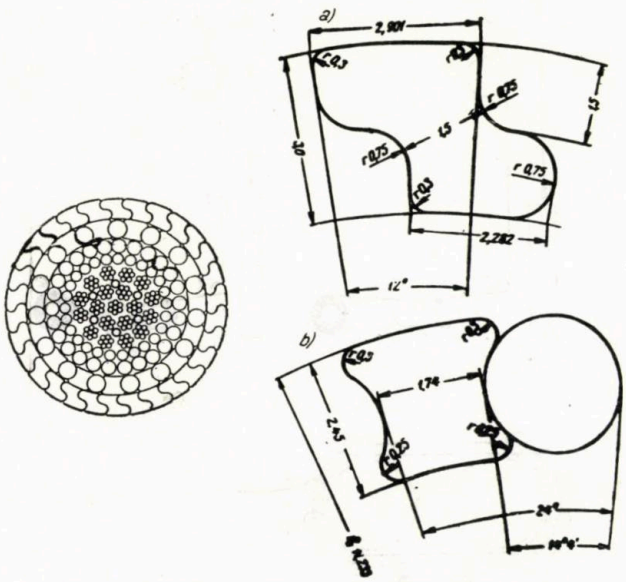


Fig. 16. Cablu construit din sîrme rotunde cu profil Z și X.

proporție mai redusă decît crește forța efectivă de rupere. În această privință, datele din tabela 1 sînt concludente.

4. În general, mașinile de extracție multicablu se montează în turn, pentru a se evita unele complicații de ordin tehnic, cum ar fi : număr mare de molete, greutăți în amplasarea lor, vibrații mari ale corzilor de cablu. Foarte rar și în anumite cazuri ele pot fi montate la sol, mai ales dacă numărul cablurilor nu trece de 2.

Prin instalarea mașinilor de extracție multicablu în turn din beton armat cu utilizări complexe (util, steril, personal, materiale etc.) se obține o eficiență economică maximă. Astăzi, în minele moderne, diferitele clădiri de la suprafață sînt cumulate în turnul de extracție, unde se instalează una, două sau mai multe mașini. De asemenea, în cazul minelor existente ce urmează a fi reconstruite, problemele ce le ridică spațiul redus de la suprafață se rezolvă mult mai ușor amplasînd mașinile de extracție în turnuri.

Construirea turnurilor de extracție din beton armat nu prezintă complicații în cazul terenurilor cu o rezistență de 2,5—3 kg/cm². Acolo unde aceasta este mai mică trebuie adoptate soluții speciale.

În legătură cu așezarea mașinilor de extracție multicablu în turn, în general ca poziție, arborele principal al roții de fricțiune este paralel cu direcția de schimbare a vagonetelor din colivie [7].

Pentru exemplificarea unor turnuri de extracție realizate arătăm :

— La mina „Iasinovskaia Glubokaia", în U.R.S.S., s-a construit un turn cilindric din beton armat cu diametrul de 14,5 m și înălțimea de 70 m.

Turnul adăpostește două mașini de extracție multicablu tip MK-2,1x4, cu schipuri de 6 t capacitate. Fundația turnului s-a executat la o adîncime de 7 m.

— La mina „Novoțentralnaia", tot în U.R.S.S., s-a construit un turn de extracție din beton armat de 70 m înălțime, cu diametrul de 14,5 m, care adăpostește două mașini de extracție multicablu tip MK-3,25x4.

— Sînt cazuri însă cînd se recurge la alt sistem constructiv al turnurilor decît beton armat. Astfel, în Franța, la o serie de puțuri, dintre care la minele Limouzat și Margnac [4], s-au construit turnuri metalice în principal pentru a le putea recupera ușor o dată cu mutarea instalației de extracție în altă

Tabela 1

Tabelă comparativă între diferite tipuri de cabluri

Diametrul cablului, mm	Standardul sau norma internă		Forța de rupere însumată a cablului, kg	%	Forța efectivă de rupere a cablului, kg	%	Greutatea cablului, kg/m	%
17	GOST—3070—55	Cablu în cruce	17 300	100	14 700	100	1,02	100
17			18 100	104,5	15 350	104,3	1,07	105
17	Cablu închis (N.I)	Cablu contact liniar	30 456	176,4	28 324	192,5	1,46	143
25	GOST—3070—55	Cablu în cruce	36 650	100	31 150	100	2,17	100
25			38 550	105	34 450	110,5	2,27	105,5
25	Cablu închis (N.I.)	Cablu contact liniar	65 585	179	55 400	178	3,43	158
30,5	GOST—3071—55	Cablu în cruce	54 900	100	45 000	100	3,22	100
30,0	GOST—3077—55		55 600	103	47 250	105	3,24	100,5
30,0	Cablu închis (N.I.)	Cablu contact liniar	92 171	168	78 300	174	4,87	153
36	GOST 3068—55	Cablu în cruce	94 350	100	77 350	100	5,17	100
36	GOST 3081—55		97 350	103,2	82 700	107	5,37	104
36	Cablu închis (N.I.)	Cablu contact liniar	130 443	138,5	114 400	138,5	6,87	133

Tabela 2

Maşini de extracţie multicablu montate în diferite ţări

Nr. crt.	Puţul — locul	Vasul. colivii, schip, contragreutate	Locul de montare	Sarcina utilă, t	H m	V m/s	Diametrul cablului, mm	Comanda	Acţionarea (c. c. W—L.; c. c. redresoare c. alt.)	Puterea, kW	Diametrul roţii de frecţiune, m	Observaţii
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1	Hanovra Bochum	colivii	turn	18	1 000	18	4×44	manuală	c.c.W—L	3 200	5	—
2	Gigant-Glubokaia Krivoi-Rog — U.R.S.S.	schip	turn	50	1 300	10—14	8×44	automată	c.c.W—L	4×1 650	4	acelaşi puţ
3	Idem	colivii	turn	10	1 600	14	4×50	automată	c.c.W—L	2× 880	5	
4	Kilioch 1 A Ochiltree—Anglia	schip contragreut.	turn	18	737	10	4×33,3	manuală şi automată	cuernt alternativ	1 380	3,35	—
5	Warndtschäch e Saarland—R.F.G.	colivii schip	turn	12 16	680	16	2×50	automată	c.c. redresoare	3 000	5,0	
6	Puits Courau—Franţa Meyreuil-Gardanie	schip contragreut.	turn	15	600	12	4×40	automată	c.c.W—L	1 490	4,0	
7	Barvois—Franţa Pecqueucourt	colivii	turn	13,5	1 100	18	4×39	automată	c.c.W—L	3 240	5,0	
8	Marcinelle—Belgia	colivii	turn	15,3	1 200	15	4×36	manuală	c.c.W—L	2×1 175	4,0	
9	Farciennes—Belgia	colivii	turn	12	900	16	4×38	automat şi manual	c.c.W—L	2 720	4,0	
10	Gelsenkirchen R.F.G Consolidation 6 Vest	colivii	sol	12	1 223	16	2×49	manuală	c. alternativ	2×1 250	5,5	
11	Herne—Mont Cems 1—R.F.G.	schip	sol	13,86	1 280	14	2×52	manuală	c.c.W—L	2 480	5,5	
12	Dortmund—R.F.G. Minister Stein	colivii	turn	16	1 100	20	2×50	manuală	c.c.W—L	3 550	5,8	
13	Kaiserstuhl-Vest Dortmund	colivii	turn	5	1 200	8	2×38	automată şi manuală	c. alternativ	450	3,5	
14	Emma-Schacht III A Treebek — Olanda	schip contragreut.	turn	25	1 200	15	4×36	automată	c.c.W—L	2×1 500	5,4	
15	Beatrix Schacht II—Olanda Vlodrop	colivii	turn	27,6	900	20	4×41	automată	c.c.W—L sau c.c.redresoare	2×3 750	4,75	
16	Seafield Nr. 1 — Anglia	schip	turn	—	540	—	—	—	c.c.W—L	—	3	
17	Rising Sun Nr. 3 Anglia	colivii contragreut.	turn	—	400	—	—	—	c.c.W—L	—	2,1	
18	Douglas—Anglia	colivii contragreut.	turn	—	235	—	—	—	c. alternativ	—	1,8	
19	Kames Nr.2 Anglia	colivii	turn	—	300	—	—	—	c. alternativ	—	1,9	
20	Kames Nr. 1 Anglia	colivii	turn	—	300	—	—	—	c. alterna iv	—	1,9	
21	Limouzat—Franţa	schip	turn	7—9,5	600	6	—	automată	c. alterna iv	—	2,4	
22	Limouzat—Franţa	colivie	turn	6	600	—	—	automată	c. alternativ	—	2,4	

parte. Turnul are 46 m înălțime, iar suprafața bazei este de 7x9,5 m. Suprafața planșeului pe care sînt instalate două mașini este de 15x11 m.

— Merită atenție turnul realizat la Kürunaavara, care adăpostește opt mașini de extracție (fig. 17) [6]. Fiecare mașină este dimensionată pentru 20 t sarcină utilă și 500 m adîncime de extracție. Dia-

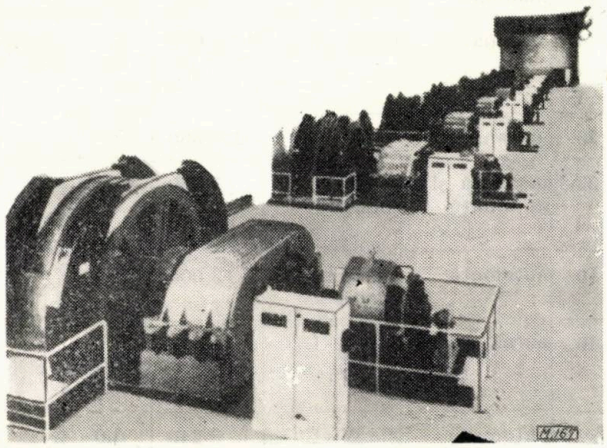


Fig. 17. Vedere într-o sală de mașini amplasată în turn.

metrul tobelor de frictiune este 3,25 m, avînd patru cabluri de 36 mm.

5. Datorită calităților pe care le au, mașinile de extracție multicablu primesc din ce în ce o mai largă apreciere pozitivă în diferite țări. La finele anului 1959 erau montate în toată lumea circa 240 astfel de instalații, din care 30% numai în Suedia.

Mașinile puse în funcțiune sînt diferite ca puteri, mod de acționare, echiparea cu vase de transport, cu simplu sau dublu efect, comandate manual, semiautomatizate sau automatizate, cu viteze variind de la 4,5 m/s pînă la 20 m/s. În tabela 2 se arată cîteva dintre aceste mașini [6].

6. În U.R.S.S., construcția și folosirea mașinilor de extracție multicablu cunoaște o dezvoltare însemnată. Introducerea cu succes a acestor mașini în folosință a avut loc după rezolvarea cîtorva probleme principale, ca de exemplu :

— crearea de materiale rezistente la uzură cu un înalt coeficient de frecare pentru căptușirea roților de frictiune ;
— adaptarea de noi tipuri de cabluri de extracție, care au o aderență sigură cu roțile de frictiune și prezintă o alungire permanentă neînsemnată ;
— construirea de noi dispozitive de încărcare și descărcare, care asigură nealunecarea cablului în perioada încărcării sau descărcării vaselor de extracție ;
— egalizarea tensiunilor în cablurile de extracție etc.

Uzinele de specialitate din U.R.S.S., bazîndu-se pe experiența proiectării și fabricării mașinilor de extracție multicablu, au reușit să asigure acestora un înalt nivel tehnic din punct de vedere constructiv și funcțional.

La construcția mașinilor de extracție multicablu tipizate, în general s-au avut în vedere următoarele :

— toate mașinile să poată fi folosite atît cu roată de deviere cît și fără aceasta ;
— unghiul maxim de înclinare al canalelor roților de deviere de 10° (calculat în funcție de unghiul maxim de oscilație al cablurilor) ;
— fiecare mașină, în funcție de condițiile locale, poate fi acționată de :

a) motoare electrice cu turație joasă de curent continuu fără reductor ;

b) motoare electrice cu turație mare de curent continuu cu reductor ;

Tabela 3

1 Caracteristici	2 Tipuri de mașini											
	MK 2,1×2	MK 2,1×4	MK 2,1×6	MK 2,1×4	MK 2,25×6	MK 2,25×4	MK 3,35×2	MK 3,25×4	MK 4×4	MK 4×8	MK 5×4	MK 5,8
3 Sarcina statică maximă, kg	14 000	23 500	42 000	28 000	47 500	34 000	36 000	47 500	77 000	155 000	120 000	220 000
4 Sarcina maximă între sarcinile statice, kg	3 000	6 000	12 000	10 000	12 000	12 000	12 000	15 000	25 000	50 000	25 000	50 000
5 Diametrul roții de frictiune și al roții de deviere, mm	2 100	2 100	2 100	2 100	2 250	2 250	3 350	3 250	4 000	4 000	5 000	5 000
6 Viteza maximă, folosind reductoare, m/s	12	12	12	12	12	12	14	14	14	14	14	14
7 Diametrul maxim al cablului, mm	26	26	26	26	28	28	42	32,5	40	40	50	50
8 Numărul de cabluri	2	4	6	4	6	4	2	4	4	8	4	8
9 Greutatea fără reductor, fără roata de deviere și motor, kg	2 500	3 660	8 000	8 000	9 000	9 000	5 055	1 000	15 000	25 000	18 000	38 000
10 Greutatea reductorului, kg	1 200	1 200	5 000	5 000	4 500	4 500	2 000	3 000	6 000		38 00	

c) motoare electrice cu turație mare de curent alternativ cu reductor ;

— toate reductoarele să aibă batiu fixat pe arcuri, iar îmbinarea cu arborele principal al mașinii să fie rigidă ;
— fiecare dintre mașini să poată fi echipată cu un sistem de comandă care să asigure unul dintre următoarele regimuri de lucru :

a) regim automat de funcționare și comandă manuală din sala mașinilor în timpul manevrelor

(reglarea cablurilor, strunjirea căptușelii roții de fricțiune, schimbarea cablurilor, revizia și altele) ;

b) comandă manuală la distanță de la pupitrul de comandă, instalat la locul de descărcare a schipului sau pe platforma de descărcare a coliviei ;

c) comanda prin buton pentru extracții cu o colivie și contragreutate (se poate lucra, de asemenea, asupra sistemului de comandă și din colivie).

Caracteristicile tehnice pentru seria tipizată a mașinilor sînt prezentate în tabela 3 [5].

7. Calitățile constructive și funcționale ale mașinilor de extracție multicablu determină avantaje nete ale acestora față de mașinile de extracție monocablu. Astfel :

— rezolvă în condiții corespunzătoare tehnice și economice asigurarea unei capacități de extracție mari de la adîncimi mari ;

— micșorîndu-se sensibil diametrul cablurilor și al roții de fricțiune, gabaritele și greutatea mașinilor scad de 3—5 ori față de instalația monocablu, în condiții comparabile privind capacitatea orară de extracție ;

— posibilitatea de a folosi vase de extracție de capacitate mare (chiar și de 50 t) permite ca mașinile să lucreze cu viteze moderate (circa 10 m/s), cu repercusiuni favorabile asupra vîrfului de putere și mărimii cuplului efectiv cît și asupra securității instalației de extracție ;

— datorită diametrului mai mic la roata de acționare (roata de fricțiune), ca și momentului de torsiune pentru aceeași viteză de extracție, se pot folosi motoare cu turații mai mari și prin urmare cu gabarite mai mici ;

— se pretează mai bine la extracția de la mai multe orizonturi (cu contragreutate), nemaiimpunînd operații de cuplare, ca la mașinile cu tobe, și deci pierderi de timp ;

— securitatea contra ruperii cablului.

Numărul și diametrul cablurilor se aleg în așa fel ca, atunci cînd un cablu s-ar rupe, cele rămase să rețină vasul. Nu se necesită dispozitive de prindere la vasele de extracție.

În prezent, ca neajunsuri ale mașinilor de extracție multicablu se pot arăta : cu mașinile cu dublu efect (două vase de extracție) nu se poate face extracție de la orizonturi diferite ; în cazul defectării unui cablu, trebuie înlocuite toate ; nu se poate lucra fără cabluri de compensație ; necesită cabluri de extracție de calitate superioară și o supraveghere mai pretențioasă.

Mașinile de extracție multicablu, în general, se folosesc pentru adîncimi medii și mari și sarcini utile mari. Trebuie de remarcat însă că în ultimul timp ele se folosesc și la adîncimi mici de extracție, 100—140 m, și capacități de 80—100 mii t/an, așa cum rezultă din literatura de specialitate [8] [4].

★

Din examinarea sumară a mașinilor de extracție multicablu, a folosirii lor, a avantajelor și dezavantajelor acestora, se poate aprecia că :

Mașinile de extracție multicablu se impun fără rezerve pentru extracție de la adîncimi mari și medii și la capacități mari ale vaselor de transport, fiind, din punct de vedere tehnic și economic, superioare instalațiilor de extracție monocablu (tobe sau roată de fricțiune Koepe).

Domeniul de utilizare a acestor mașini se lărgește continuu, fiind pusă în mod practic problema utilizării lor chiar și la adîncimi și capacități mici de extracție.

Prin folosirea acestor mașini se poate asigura o elasticitate mare privind extracția de la diferite orizonturi ale minei, ca și realizarea unei extracții independente și simultane în același puț, de la două sau chiar mai multe orizonturi, în funcție de numărul mașinilor instalate în turn. Gabaritele mici ale mașinilor și așezarea lor în turn avantajează asemenea soluția.

În privința acționării mașinilor, se poate aprecia, orientativ, că la manevre dese la puț, deservirea mai multor orizonturi și la un transport intens pe puț, se folosește curentul continuu. La transport de la orizonturi fixe și manevre reduse se folosește curentul alternativ. În general, la alegerea sistemului de acționare trebuie să se țină seamă și de balanța energetică într-un caz și altul.

(Partea a doua va apărea într-un număr viitor și va trata posibilitățile de utilizare a mașinilor de extracție multicablu la minele din R.P.R).

Bibliografie

[1] *Mnogokanatnîi podiom.* Ugletehizdat, 1958.

[2] *Șahtnîe elektriceskie lebedkî i podiomnîe mașini.* Ugletehizdat, 1958.

[3] Bär, S. Der derzeitige Stand der Entwicklungs-*arbeiten für den Seilkraftausgleich bei Mehrseilförderungen.* În : Glückauf, nr. 24, noiembrie 1959.

[4] Bruley, P. *Equipement d'extraction pour mines métalliques.* În : Revue de l'Industrie Minérale, vol. 41, nr. 10, oct. 1959.

[5] *Mnogokanatnîi podiom v gornoi promîșlennost.* Gosgortehizdat, 1960.

[6] Lange, F. *Sand un Aussischten der Mehrseilfördertechnik.* În : Glückauf, nr. 22, oct. 1960.

[7] Ersek Elek. *Függöleges aknaszállitóberendezések telepitése.* În : Bányászati Lapok, nr. 8—9, 1962.

[8] *Spravocinik po gornorudnomu delu,* vol. III. Metallurghizdat, 1961.

[9] Maerks, I. și Osterman, W. *Mecanica minieră.* Editura tehnică, 1961.

[10] Jüneman, B. *Die Umstellung der Schacht und Hauptstreckenföderung auf der Zeche Ewald-Fortsetzung.* În : Glückauf, nr. 18, august 1961.

Mărirea eficacităţii aerajului secundar prin îmbunătăţirea continuă a caracteristicilor ventilatoarelor pneumatice

Ing. N. Jugureanu şi ing. T. Loy

Ridicarea neîncetată a productivităţii muncii în abatajele din subteran impune asigurarea condiţiilor de lucru optime, printre care o pondere însemnată are mărirea eficacităţii aerajului secundar.

În acest scop, Staţia de cercetări pentru securitatea minieră din Petroşani a executat numeroase cercetări, acordînd o deosebită atenţie verificării ventilatoarelor pneumatice. În baza cercetărilor efectuate încă în cursul anului 1959 s-a constatat funcţionarea defectuoasă a ventilatoarelor pneumatice indigene. Cunoscînd că în tehnica mondială caracteristicile de funcţionare a diferitelor tipuri de ventilatoare depăşeau caracteristicile ventilatoarelor indigene, s-a insistat asupra reproiectării ventilatoarelor axiale pneumatice executate după modele vechi.

Avînd în vedere condiţiile de funcţionare reale din subteran, s-au indicat datele iniţiale de proiectare pentru noile ventilatoare pneumatice.

În cursul anului 1961, uzinele „UNIO"-Satu-Mare au produs primele modele de ventilatoare cu diametrele de 300 şi 400 mm, care au fost verificate atît la standul de încercare al uzinei cît şi la standul S.C.S.M.-Petroşani.

Îmbucurător este faptul că, chiar la prima reproiectare, s-a ajuns la caracteristici apropiate de maximele realizate în tehnica mondială.

Caracteristicile ventilatoarelor noi, în comparaţie cu produsele vechi, sînt redate în tabela 1.

Menţionăm faptul că pentru ventilatoarele fabricate în ţară, precum şi pentru cele străine pentru care am avut la dispoziţie curbele caracteristice, s-a considerat ca interval de funcţionare domeniul în care randamentul nu scade mai mult de 10% din cel maxim. Debitul şi depresiunea au fost redate în tabelă la limitele acestui interval.

Noile ventilatoare se remarcă printr-o execuţie precisă, realizată prin metode tehnice înaintate. Astfel, paletele turbinei s-au turnat sub presiune, iar paletele ventilatorului sînt turnate în coji. Remarcăm faptul că în construcţia ventilatorului s-au rezolvat probleme tehnice importante, proiectîndu-se ajutaje corespunzătoare, palete, elemente de susţinere şi corp interior cu profil aerodinamic (fig. 1 şi 2).

Lucrările de verificare a ventilatoarelor pneumatice s-au executat la standuri special amenajate, dotate cu aparatura necesară stabilirii caracteristicilor de funcţionare. Standurile de încercare pot fi cu cameră de egalizare a presiunii la aspirare sau refulare. Astfel de standuri sînt utilizate pentru încercări speciale, prezentînd avantajul reducerii presiunii dinamice în cameră la valori neglijabile, ceea ce permite încercarea foarte amănunţită a ventilatoarelor.

Tabela 1

Tipul ventilatorului	Diametrul interior, mm	Debitul, m³/min	Depresiunea, mm col. apă	Consumul aerului comprimat, Nm³/min	Presiunea aerului comprimat, at	Randamentul maxim, %
R.P.R.						
a) Construcţii vechi						
U.R.U.M.P.	300	35—48	30—15	2,2	4	2,6
„UNIO"	300	20—35	21—11	1,91	4	1,4
U.R.U.M.P.	400	55—80	50—32	2,5	4	6,1
„UNIO"	400	50—70	21—12	1,3	4	4,6
b) Construcţii noi						
„UNIO": VP — 300	300	55—85	144—105	2,14	4	17,8
„UNIO": VP — 400	400	105—155	108—75	3,0	4	22,0

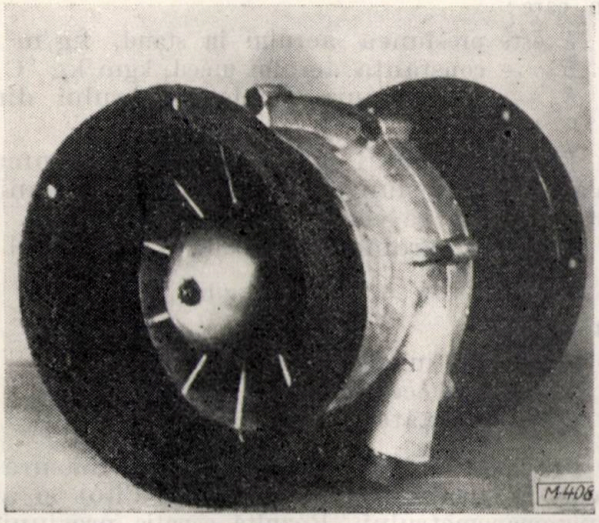


Fig. 1. Ansamblul ventilatorului pneumatic de construcție nouă tip VP-400.

În cadrul S. C. S. M.-Petroșani s-au amenajat construcții de stand prevăzute cu conducte la aspirație, la refulare sau mixt, respectîndu-se condițiile impuse de normele de măsurare a debitelor și presiunilor la fluide. Determinarea diferitelor puncte de funcționare s-a efectuat prin introducerea în stand a registrelor circulare concentrice standului, avînd diferite secțiuni.

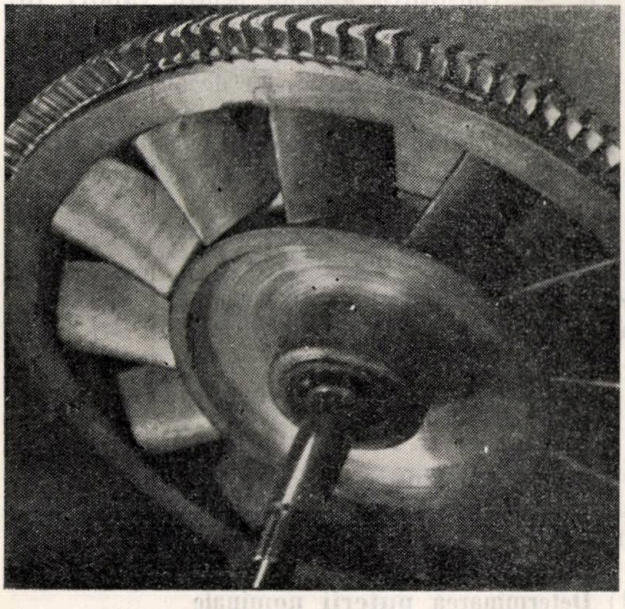


Fig. 2. Rotorul ventilatorului tip VP-400.

În scopul stabilirii caracteristicilor de funcționare se impune cunoașterea parametrilor aerului aspirat și refulat de ventilator, debitului, presiunii, puterii nominale, puterii absorbite, randamentului etc. Se redă în continuare metodica de efectuare a încercărilor ventilatoarelor pneumatice.

a) Stabilirea parametrilor aerului aspirat de ventilator

Calculele necesare pretind cunoașterea precisă a mărimilor de stare a aerului aspirat: temperatura exterioară, presiunea barometrică și umiditatea. La măsurători s-au prevăzut instalațiile necesare acestor determinări, notîndu-se:

t_1 — temperatura aerului aspirat, °C;
b' — starea barometrică corectată, mm col. Hg;
t_{usc}, t_{umed} — temperaturile indicate de termometrul uscat și cel umed al psihrometrului, °C;
φ — umiditatea relativă (s-a determinat din diagramă).

b) Stabilirea parametrilor aerului comprimat

Mărimile de stare principale ale aerului comprimat utilizat în acționarea ventilatoarelor sînt necesare stabilirii lucrului mecanic de destindere. Parametrii care interesează sînt debitul de volum, presiunea și temperatura. În acest scop s-a instalat un debitmetru portabil tip Askania, care redă următoarele:

q — debitul de aer comprimat consumat, m³/min;
p — presiunea aerului comprimat, at.

Presiunea de lucru a ventilatoarelor s-a stabilit conform indicațiilor manometrului instalat în trusa debitmetrului care redă presiunea activă de la diafragma de măsurat debitul. Diafragma de măsurat aerul comprimat a fost instalată într-un dispozitiv prevăzut cu prize de presiune, dispozitivul însuși fiind conectat la racordul ventilatoarelor printr-un tub de cauciuc cu diametrul de 28 mm și lungimea de 60 cm.

În rețeaua de aer comprimat s-a instalat un termometru pentru a măsura temperatura aerului comprimat. Indicațiile termometrului s-au notat cu t_3 (°C), respectiv T_3 (°K).

În scopul stabilirii caracteristicilor de funcționare a ventilatoarelor tubulare pneumatice la diferite presiuni, s-a instalat un regulator de presiune.

c) Măsurarea debitului ventilatorului

Pentru a cunoaște debitul aspirat sau refulat de ventilator se pot utiliza următoarele metode:

1. Metoda bazată pe strangularea secțiunii de măsurare și determinarea debitului în funcție de diferența de presiune creată în secțiunea strangulată.

2. Metode indirecte bazate pe cunoașterea repartiției vitezelor într-o secțiune sau a vitezei medii dintr-o secțiune.

Prima metodă se aplică la standurile de încercare a ventilatoarelor tubulare pneumatice

și electrice, iar metoda a doua se utilizează în măsurători curente, fie prin stabilirea vitezei de scurgere a aerului cu ajutorul anemometrului, fie prin determinarea repartiției presiunii dinamice într-o secțiune, sau a presiunii dinamice medii dintr-o secțiune.

Măsurarea presiunilor dinamice la standurile ventilatoarelor pneumatice instalate la S.C.S.M. s-a efectuat pe circumferințele baricentrice ale unor suprafețe circulare egale, perpendiculare pe sensul de scurgere a aerului.

Diametrul cercului format de linia baricentrică pentru fiecare inel circular se determină după relația :

$$D_n = D\sqrt{1 - \frac{2n-1}{2z}} = D \cdot K_n.$$

în care :

z este numărul inelelor circulare în care s-a împărțit secțiunea transversală a standului ;

n — numărul de ordine al inelului circular (numerotarea efectuîndu-se de la peretele tubului spre centru) ;

D — diametrul tubului din stand.

Presiunea dinamică a aerului din stand s-a determinat cu ajutorul tubului Pitot și al micromanometrului tip Askania. Măsurătorile s-au efectuat pe două diametre perpendiculare între ele.

Presiunea dinamică medie se stabilește ca medie aritmetică a presiunilor dinamice măsurate pe aceeași secțiune. Prin măsurarea presiunii dinamice medii se determină viteza aerului în stand și, cunoscîndu-se secțiunea standului în baza ecuației continuității, se poate determina debitul ce se scurge în stand. Ecuația debitului este :

$$Q = s \cdot v \ (\mathrm{m^3/s}),$$

în care :

s este secțiunea standului, $\mathrm{m^2}$;

v — viteza aerului în secțiunea de măsurat, m/s.

Viteza aerului se determină prin relația :

$$v = \sqrt{\frac{2g \cdot h_{din}}{\gamma}} \ (\mathrm{m/s}),$$

în care :

g este accelerația gravitației, $\mathrm{m/s^2}$;

h_{din} — presiunea dinamică medie ($\mathrm{kg/m^2}$), respectiv mm col. apă ;

γ — greutatea specifică a aerului în stand, $\mathrm{kg/m^3}$.

Greutatea specifică a aerului refulat se determină prin relația :

$$\gamma = \frac{P}{RT_2} \ (\mathrm{kg/m^3}),$$

în care :

P este presiunea aerului în stand, $\mathrm{kg/m^2}$;

R — constanta aerului umed, kgm/kg °C ;

T_2 — temperatura absolută a aerului din stand, °K.

Presiunea aerului în stand va fi dată de suma algebrică a presiunii atmosferice și a presiunii statice create de ventilator.

Presiunea barometrică rezultă din produsul :

$$P_m = b'\gamma \mathrm{Hg} \ (\mathrm{kg/m^2}),$$

în care :

b' este presiunea barometrică corectată, mm col. Hg ;

γHg — greutatea specifică a mercurului.

Presiunea statică se determină prin măsurătoare la stand cu ajutorul tubului Pitot și al micromanometrului. Rezultă ecuația presiunii aerului în stand :

$$P = P_m \pm h_{st}.$$

Constanta aerului umed se determină cunoscînd :

$$R = \frac{R_{aer}}{1 - \left[1 - \varphi \frac{R_{aer}}{R_{vap}}\right] \cdot \frac{P_s}{P}},$$

în care :

R este constanta aerului umed, kgm/kg °C ;

R_{aer} — constanta aerului uscat, kgm/kg °C ;

R_{vap} — constanta gazelor pentru vapori de apă, kgm/kg °C ;

φ — umiditatea relativă ;

P_s — presiunea vaporilor de apă saturați, mm col. Hg ;

P — presiunea barometrică, mm col Hg.

Cunoscînd :

$$R_{aer} = 29{,}27 \ \mathrm{kgm/kg\,°C} \text{ și } R_{vap} = 47{,}07 \ \mathrm{kgm/kg°C},$$

rezultă expresia utilizată în calcul a constantei aerului umed

$$R = \frac{29{,}27}{1 - 0{,}377\varphi \frac{P_s}{P}} \ (\mathrm{kgm/kg°C}).$$

Valoarea presiunii vaporilor de apă saturați se obține din tabele în funcție de temperatura indicată de termometrul uscat.

d) Determinarea puterii nominale a ventilatorului

Puterea nominală va reprezenta puterea teoretic necesară acționării unui ventilator ideal pentru a debita Q $\mathrm{m^3/s}$ aer la o presiune totală H_t ($\mathrm{kg/m^2}$), respectiv :

$$P_n = \frac{H_t \cdot Q}{102} \ (\mathrm{kW}),$$

în care :

H_t este presiunea totală creată de ventilator, kg/m²;

Q — debitul refulat de ventilator, m³/s.

Presiunea totală creată va fi dată de suma presiunii statice și dinamice :

$$H_t = h_{st} + h_{din} \text{ (kg/m}^2\text{)}.$$

e) Determinarea puterii izotermice de acționare a ventilatoarelor pneumatice

Puterea izotermică constituie elementul ce indică puterea efectiv consumată de ventilator în acționarea lui. În ecuație va reprezenta lucrul mecanic izotermic produs de aerul comprimat în expansiune, raportat la unitatea de timp și condițiile de măsurare.

Ecuația pentru determinarea puterii izotermice este :

$$N_{iz} = q_0 \frac{10\,330\ T_1}{13{,}6\ b'\ 273} \cdot \frac{L_{iz}}{60 \times 102} \text{ (kW)},$$

în care :

q_0 este debitul de aer comprimat consumat, Nm³/min;

b' — starea barometrică corectată, mm col. Hg;

T_1 — temperatura absolută a aerului exterior, °K;

L_{iz} — lucrul mecanic izotermic produs de aerul comprimat, kgm/m³.

Lucrul mecanic izotermic se va determina pe baza relației :

$$L_{iz} = 20\,330 \log \frac{P_2}{b} \text{ (kgm/m}^3\text{)},$$

în care :

P_2 este presiunea totală a aerului comprimat, ata;

b — presiunea barometrică, ata.

Elementele constante ale celor două formule pot fi contopite într-o singură constantă generală :

$$C = \frac{10\,330 \times 23\,020}{13{,}6 \times 273 \times 60 \times 102} = 10{,}45.$$

Formula puterii izotermice devine :

$$N_{iz} = \frac{C\, q_0\, T_1}{b'} \log \frac{P_2}{b} \text{ (kW)},$$

în care :

q_0 este debitul de aer comprimat consumat, Nm³/min;

T_1 — temperatura aerului exterior, °K;

b' — starea barometrică corectată, mm col. Hg;

P_2 — presiunea absolută a aerului comprimat, ata;

b — starea barometrică, ata.

Întrucît debitmetrul utilizat permite măsurarea efectivă a debitului de aer consumat (q, m³/min), se impune transformarea la stare normă fizică. Starea normă fizică se caracterizează prin temperatura $T_N = 273$ °K și presiunea $P_N = 760$ mm col. Hg. Transformarea va avea loc conform relației :

$$q_0 = q \frac{T_N P}{P_N T_1}.$$

Întrucît T_N și P_N sînt mărimi constante, relația se poate exprima :

$$q_0 = q \cdot 0{,}3592 \cdot \frac{P}{T} \text{ (m}^3\text{/min)}.$$

f) Determinarea randamentului izotermic

Randamentul izotermic, de funcționare rezultă din raportul dintre puterea nominală și puterea absorbită în funcționare :

$$\eta_{iz} = \frac{P_n}{N_{iz}} 100 \ (\%),$$

în care :

η_{iz} este randamentul izotermic, %;

P_n — puterea nominală, kW;

N_{iz} — puterea izotermică de acționare, kW.

g) Determinarea turației de acționare

Pentru determinarea turației ventilatoarelor pneumatice s-a utilizat stroboscopul cu impuls uminos comandat electronic, de construcție Orion. Impulsurile luminoase periodice sînt date de o lampă cu descărcări de neon, alimentarea lămpii efectuîndu-se de la un vibrator. În cazul cînd frecvența impulsurilor luminoase este egală cu numărul de rotații al rotorului ventilatorului, se obține o singură imagine continuă sau nemișcată a obiectului de cercetat. Utilizarea stroboscopului a permis stabilirea rotației rotoarelor ventilatoarelor pneumatice la distanțe mari, neinfluențînd prin măsurătoare asupra regimului de funcționare a ventilatorului. Întrucît turația rotorului ventilatorului pneumatic depinde simțitor de caracteristicile exterioare, măsurătorile de turație constituie un element suplimentar în stabilirea curbelor caracteristice.

h) Corectarea caracteristicilor ventilatorului în funcție de pierderea de presiune pe coloana standului de la ventilator pînă la punctul de măsurare a presiunii

Pierderea de presiune pe tubul standului de la ventilator pînă la punctul de măsurare a presiunii se notează cu Z_r și se determină din relația :

$$Z_r = h_{din} L \frac{\lambda}{D} = h_{din}\, L\, 10^{-2}\, K^{0{,}314} D^{-1{,}31},$$

în care :

h_{din} este presiunea dinamică medie, kg/m² ;
L — lungimea standului cu diametrul constant de la ventilator și pînă la punctul de măsurare a presiunii, m ;
λ — coeficient de rezistență ;
D — diametrul tubului ;
K — coeficientul de rugozitate.

statică de-a lungul coloanei de tuburi, ajungîndu-se la relația :

$$Z_r = 0{,}09\ h_{din}.$$

Rezultă deci că presiunea statică corectată va avea valoarea :

$$h_{st.c} = h_{st} + 0{,}09\ h_{din},$$

Tabela 2

Caracteristicile de funcționare a ventilatorului VP—400

Registr. de obturare a standului, mm	Presiunea aerului comprimat, at	Debitul aerului comprimat, q_a, Nm³/min	Presiunea creată de ventilator H_{tc}	Debitul refulat		Puteri		Randamentul izotermic, η_{iz}, %
				Q_s, m³/s	Q_{min}, m³/s	nominală, P_{nc}, kW	de acționare, P_a, kW	
400	4,00	2,99	44,6	3,09	185	1,270	9,10	13,95
350	4,00	2,99	54,0	2,81	169	1,395	9,15	15,25
300	4,00	2,97	85,7	2,44	146	1,921	9,09	21,16
250	4,00	2,97	100,00	2,16	129	2,000	9,08	22,00
200	4,00	2,97	108,2	1,64	100	1,640	9,08	18,50
0	4,00	2,97	164,00	—	—	—	9,08	0
400	3,00	2,44	32,10	2,53	151,6	0,775	6,34	11,90
350	3,00	2,44	38,7	2,37	142,1	0,855	6,34	13,48
300	3,00	2,44	60,6	2,05	132,2	1,161	6,34	18,3
250	3,00	2,44	73,5	1,87	112,5	1,291	6,34	20,40
200	3,00	2,44	77,9	1,42	85,5	1,045	6,33	16,45
0	3,00	2,44	84,8	—	—	—	6,33	0
400	2,5	2,23	27,7	2,42	145,0	0,610	6,46	11,30
300	2,5	2,23	36,1	2,34	140,0	0,765	6,46	14,20

Elementele constructive ale standului (D și L) fiind constante, iar coeficientul de rugozitate avînd o valoare stabilă, rezultă că se poate exprima pierderea de presiune statică prin produsul dintre o constantă și presiunea dinamică :

$$Z_r = C_1\ h_{din}.$$

Pentru standurile construite s-au efectuat calcule și determinări de pierderi de presiune

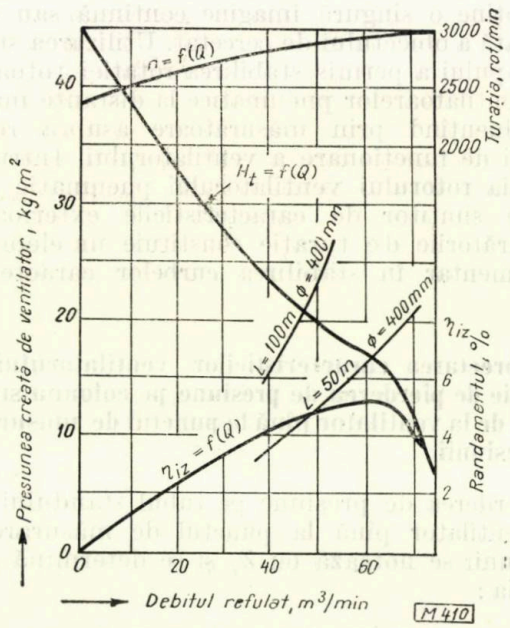


Fig. 3. Curbele caracteristice ale ventilatorului ∅ 400 m, construcție veche.

iar presiunea totală creată de ventilator în urma corectării :

$$H_{tc} = h_{st.c} + h_{din}.$$

Puterea nominală corectată va fi :

$$P_{nc} = \frac{H_{tc.Q}}{102}\ \text{(kW)},$$

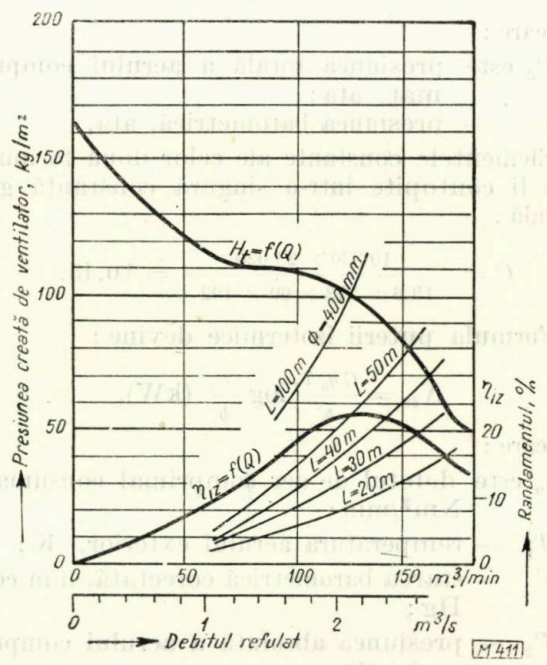


Fig. 4. Curbele caracteristice ale ventilatorului nou tip VP-400.

iar randamentul izotermic corectat:

$$\eta_{izc} = \frac{P_{nc}}{P_a} \cdot 100 \ (\%).$$

Menționăm că încercările au fost efectuate la presiunea aerului comprimat de 4; 3 și 2,5 at, prima încercare fiind necesară comparării caracteristicilor cu acelea ale construcțiilor străine redate pentru aceeași presiune, iar ultimele încercări s-au efectuat pentru a studia eficacitatea utilizării ventilatoarelor în exploatare în cazul presiunilor mai reduse. Rezultatele măsurătorilor și ale calculelor efectuate pentru ventilatorul VP-400 sînt redate parțial în tabela 2.

În figurile 3 și 4 se prezintă curbele caracteristice pentru ventilatoarele cu diametrul de 400 mm, de construcție veche și de construcție nouă.

Concluzii

În urma verificării ventilatoarelor pneumatice de tip vechi a reieșit că acestea au prezentat serioase defecțiuni de execuție, ceea ce a dus la o scădere simțitoare a randamentului lor. Astfel, aceste ventilatoare au prezentat randamente maxime între 1,3 și 6,1%, pe cînd construcțiile în tehnica mondială prezentau randamente între 23 și 30%.

În urma reproiectării ventilatoarelor pneumatice de către uiznele „UNIO" — Satu-Mare s-au realizat randamente izotermice maxime de 17,8% pentru ventilatoarele tip VP-300 și 22% pentru ventilatoarele tip VP-400. Existența standului de încercare la uzinele „UNIO"-Satu-Mare, construit în scopul încercării și verificării în serie a ventilatoarelor noi, va permite în viitor stabilirea tuturor condițiilor tehnice care vor contribui la ridicarea calității ventilatoarelor actuale.

Prin construirea acestor ventilatoare s-au realizat economii importante în cheltuielile de aeraj secundar și totodată s-au îmbunătățit simțitor condițiile de lucru în subteran. Actualele ventilatoare pneumatice fabricate în R.P.R. pot fi comparate cu construcțiile similare din tehnica mondială. Un aport deosebit la construirea acestor ventilatoare a fost dat de colectivul de constructori de la uzinele „UNIO"-Satu-Mare.

Probleme de calcul și de construcție a coliviilor de extracție

Conf. ing. **Secară D. Gheorghe**

Îndeplinirea și depășirea planului de șase ani în industria noastră extractivă cere folosirea unui utilaj cu indici de funcționare cît mai favorabili; în cadrul acestui utilaj, un loc important îl ocupă și coliviile de extracție.

Colivia de extracție reprezintă instalația pentru transportul pe verticală în exploatările miniere; calitățile sale, precum și corespondența dintre condițiile de calcul și de construcție și condițiile de exploatare influențează asupra producției miniere pe care o deservește. Dintre indicii tehnico-economici ai coliviilor de extracție determinanți pentru producție, indicele de exploatare și indicele de greutate au o mare importanță.

Construcțiile de colivii întîlnite pînă acum în exploatări au un indice de greutate și un indice de exploatare mult inferiori față de indicii pe care-i întîlnim la materialul mobil de la alte feluri de transport cunoscute, cum ar fi: transportul feroviar, transportul aerian sau auto.

Astfel, înțelegînd prin indice de greutate raportul dintre greutatea proprie a instalației de transport (vagon de cale ferată, colivie de extracție etc.) și capacitatea sa de încărcare, găsim următoarele valori:

— pentru un vagon de cale ferată: $G_{propriu}/G_{util}$ = circa 0,66...0,6;

— pentru o colivie basculantă: $G_{propriu}/G_{util}$ = circa 3,07;

— pentru o colivie nebasculantă: $G_{propriu}/G_{util}$ = circa 1,35...1,30.

Dacă prin indice de exploatare se înțelege durata de serviciu, la un vagon de cale ferată aceasta este de 15—20 ani, pe cînd la o colivie basculantă este abia de 2—5 ani etc.

Cifrele de mai sus situează colivia — ca mijloc de transport — pe o scară inferioară față de celelalte mijloace de transport amintite; ele dovedesc, în același timp, gradul de

imperfecțiune în care se găsește încă stadiul de calcul și de construcție a coliviilor de extracție.

Diferențele dintre colivii și celelalte mijloace de transport se explică prin condițiile lor diferite de funcționare și mai ales prin natura solicitărilor la care trebuie să facă față.

Într-adevăr, colivia lucrează în stare suspendată, fiind supusă în mod frecvent la lovituri, șocuri și vibrații, care, prin natura însăși a serviciului îndeplinit de colivie, se transformă adesea în vibrații întreținute sau suprapuse, după diagrama de lucru a coliviei.

Acest lucru face ca la colivii eforturile determinabile în funcționarea lor să fie eforturile dinamice, care reduc brusc durata de serviciu a coliviei, trebuind să fie scoasă din funcțiune atunci cînd apar primele semne de oboseală numai pe unele dintre organele sale componente; într-adevăr, construcția purtătoare a coliviei este un complex de elemente, așa cum se arată în figura 1.

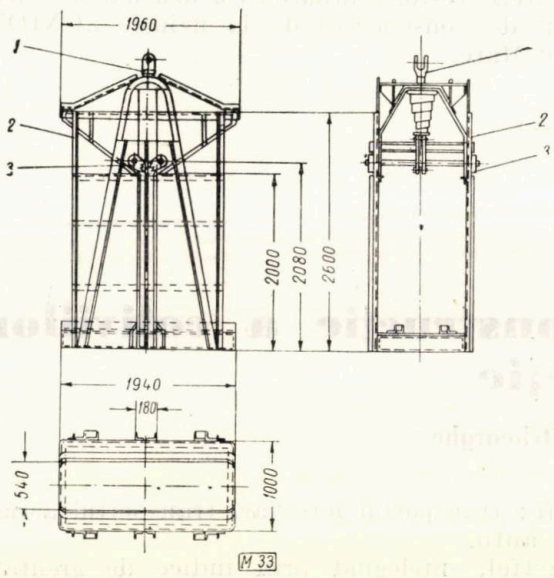


Fig. 1. Schița unei colivii de extracție :
1 — dispozitiv de suspendare; 2 — construcția portantă; 3 — paracăzător.

Pentru a elimina toate deficiențele arătate trebuie să se treacă la construcții de colivii la nivelul tehnicii noi, cărora să li se poată aplica și toate principiile binecunoscute ale standardizării. Noile construcții trebuie să urmărească în primul rînd îmbunătățirea indicilor tehnico-economici de mai sus, în scopul ridicării productivității muncii.

De asemenea, pentru a ușura aprofundarea condițiilor de calcul și construcție, trebuie să se treacă de la diversitatea tipurilor întîlnite în practică la un tip unic de colivie, atît pentru transport de persoane cît și pentru transport de materiale, care să aibă dimensiuni diferite după mărimea sarcinilor și să fie dimensionat a condițiile reale de lucru.

Să analizăm modul de rezolvare a problemelor enunțate mai sus.

I. Criterii pentru stabilirea unui anumit tip de colivie

Deoarece, în trecut, minele noastre s-au găsit în mîini particulare, cu interese și influențe deosebite, asistăm astăzi în țara noastră la existența unei mari diversități de colivii de extracție.

Acestea diferă între ele prin concepția de execuție, prin materialele folosite, prin forma și mărimea secțiunilor date elementelor componente, care uneori au dimensiuni diferite, deși trebuie să răspundă la același fel și mărime de solicitare; astfel, colivii destinate pentru aceleași sarcini utile diferă între ele de la exploatare la exploatare și uneori chiar și în interiorul aceleiași exploatări.

Situația de mai sus explică în parte și poziția inferioară în care se găsesc încă coliviile de extracție din țara noastră.

În exploatările miniere din străinătate au fost experimentate și răspîndite, în ultimul timp, două tipuri de colivii de extracție, cu tendința accentuată de a se rămîne la unul dintre ele : tipul de colivie în cadru (fig. 2) și tipul de colivie în fermă cu bare în diagonală (fig. 3).

Această clasificare se referă, de fapt, la modul de alcătuire a construcției portante. Astfel, la primul tip (fig. 2), cele două rame — una superioară și alta inferioară — (*a* și *b*) sînt unite între ele prin cadre formate din montanți centrali și laterali (*c*); grinzile tacheților (e) și dispozitivul de suspensie (*d*) completează construcția purtătoare.

La al doilea tip, ramele sînt unite prin cadre în formă de ferme cu diagonale laterale, ca în figurile 1 și 3.

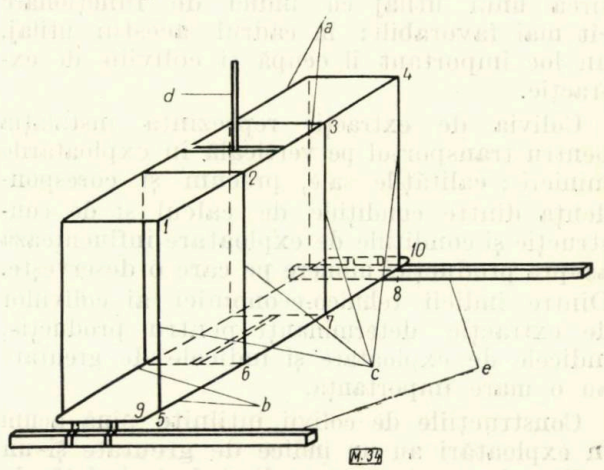


Fig. 2. Schița unei colivii în cadru :
a, b — ramele coliviei; c — montanții; d — dispozitivul de suspensie; e — grinzile tacheților.

Să analizăm comparativ cele două tipuri de colivie, din punct de vedere al solicitărilor ce rezultă în elementele lor pentru o anumită sarcină exterioară și din punct de vedere al rigidității.

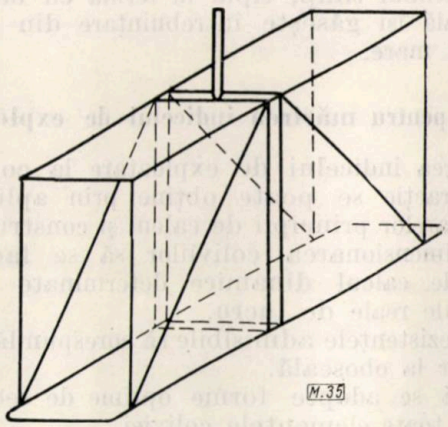


Fig. 3. Schița unei colivii în fermă cu bare în diagonală.

Se presupune cîte o colivie din cele două tipuri cu un etaj și cu un vagonet, ca în figurile 4 și 5.

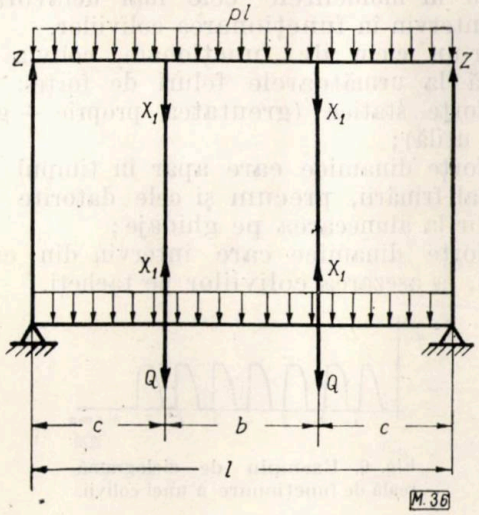


Fig. 4. Schema încărcării unei colivii în cadru.

Greutatea proprie a coliviilor se consideră ca sarcină uniform distribuită și egal împărțită pe cele două rame ale coliviei (cu valoarea p, t/m); greutatea vagonetului încărcat se consideră concentrată în locurile de contact dintre roți și rama inferioară, iar sarcina ce revine pe un asemenea loc de concentrare o notăm cu Q. Aceste sarcini solicită ramele la încovoiere, iar montanții și diagonalele — la întindere și compresiune.

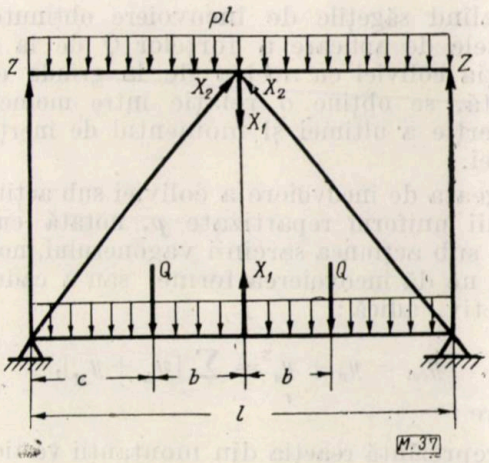


Fig. 5. Schema încărcării unei colivii în fermă cu bare în diagonală.

Pentru determinarea eforturilor în elemente se consideră sistemul ca un cadru static determinat, introducîndu-se articulații la îmbinările cadrului, și se aplică metodele de calcul folosite în mecanica construcțiilor.

Repartiția încărcărilor ce rezultă în elementele celor două feluri de colivii este arătată în tabela 1, unde s-au trecut eforturile în montanți și în diagonale, în funcție de p și de Q, precum și momentele maxime pe ramele superioară și inferioară, calculate pentru $Q = 1\,100$ kg și $p = 2{,}5$ t/m.

Comparînd cele două tipuri de colivii din punctul de vedere al mărimii solicitărilor din elemente, se constată, din tabelă, că tipul de colivie în formă de fermă cu bare în diagonală se găsește în condiții mai favorabile de lucru decît colivia în cadru; acest fapt permite ca pentru aceeași mărime a sarcinii exterioare la coliviile în fermă să se poată micșora mult secțiunea montanților laterali și a ramelor în raport cu colivia în cadru, adică să se obțină o greutate mai mică a coliviei pentru aceeași sarcină exterioară.

Tabela 1

Tipul de colivie	Efortul în montanți			Momente rezultante în secțiunea periculoasă, kg/cm	
	X_1	X_2	Z	rama inferioară	rama superioară
În formă de cadru (fig. 4)	0,5 Q	—	0,5 Q + 160 p	35 500	35 500
În formă de fermă cu bare în diagonală (fig. 5)	1,73 Q + 187 p	0,04 Q + 236 p	0,03 Q + 65 p	15 600	5 400

Pentru a compara cele două tipuri de colivie din punctul de vedere al rigidității, se înlocuiesc construcțiile portante prin niște grinzi echivalente. Această înlocuire a unei ferme printr-o grindă cu secțiune compactă este posibilă dacă acea grindă echivalentă are și o rigiditate echivalentă cu prima.

Egalînd săgețile de încovoiere obținute în punctele de aplicare a forțelor Q de la construcția coliviei cu acelea de la grinda echivalentă, se obține o relație între momentul de inerție a ultimei și momentul de inerție a coliviei.

Săgeata de încovoiere a coliviei sub acțiunea sarcinii uniform repartizate p, notată cu y_p, și cea sub acțiunea sarcinii vagonetului, notată cu y_q, ne dă încovoierea fermei sau a cadrului respectiv, adică :

$$y_{col} = y_p + y_q = \sum [y_X + y_M], \qquad (1)$$

în care :

X reprezintă reacția din montanții verticali ;
M — momentele de la îmbinări ;
y_X și y_M — săgețile date de solicitările X și M.

Săgeata de încovoiere a grinzii echivalente, considerată ca grindă pe două reazeme, supusă la două forțe concentrate Q și la sarcina uniform repartizată, $2p$, va fi :

$$y_{ech} = y_{2p} + y_q = \frac{c^2}{2EI_{ech}} \cdot \frac{p \cdot l}{6}\left[\frac{l^2}{c} - 2c + \frac{c^2}{l}\right] + Q\left[l - \frac{4}{3} \cdot c\right], \qquad (2)$$

în care s-au folosit notațiile din figurile 4 și 5.

I_{ech} reprezintă momentul de inerție al grinzii echivalente ;
E — modulul său de elasticitate.

Egalînd cele două săgeți :

$$y_{col} = y_{ech}, \qquad (3)$$

se deduce valoarea lui I_{ech} în funcție de momentul de inerție al elementelor coliviei.

Astfel, pe baza celor de mai sus se stabilește că :

— la construcția în cadru, grinda echivalentă are :

$$I_{ech} = [4 \ldots 5] I_{rama\ inf} ;$$

— la construcția în fermă se obține : (4)

$$I_{ech} = [30 \ldots 40] I_{rama\ inf}$$

Aceste rezultate arată că, în general, coliviile în fermă cu bare în diagonală sînt mult mai rigide decît cele în cadru.

Prin urmare, la alegerea tipului de colivie trebuie cumpănit între avantajele și dezavantajele celor două tipuri — unul cu greutate mai mică, dar cu rigiditate mai mare (tipul în fermă cu bare în diagonală), și al doilea cu greutate mai mare, dar cu rigiditate mai mică, pentru aceleași încărcări (tipul în formă de cadru).

În ultimul timp, tipul în fermă cu bare în diagonală își găsește întrebuințare din ce în ce mai mare.

II. Căi pentru mărirea indicelui de exploatare

Mărirea indicelui de exploatare la coliviile de extracție se poate obține prin aplicarea următoarelor principii de calcul și construcție :

1. Dimensionarea coliviilor să se facă la forțe de calcul dinamice determinate după condițiile reale de lucru.
2. Rezistențele admisibile să corespundă solicitărilor la oboseală.
3. Să se adopte forme optime de secțiuni pentru toate elementele coliviei.

Într-adevăr, calculul coliviilor prin metoda statică nu corespunde condițiilor de lucru ale coliviilor ; la o dimensionare corectă trebuie avute în vedere condițiile reale de lucru, caracterul forțelor născute de aceste condiții și valoarea lor în momentele cele mai defavorabile care intervin în funcționarea coliviilor.

Într-un ciclu de funcționare, colivia este supusă la următoarele feluri de forțe :

— forțe statice (greutatea proprie + greutatea utilă) ;
— forțe dinamice care apar în timpul pornirii, al frînării, precum și cele datorite zguduirilor la alunecarea pe ghidaje ;
— forțe dinamice care intervin din cauza lovirii, la așezarea coliviilor pe tacheți.

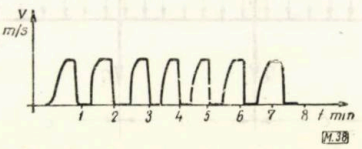


Fig. 6. Exemplu de ciclogramă reală de funcționare a unei colivii.

Ultimele două feluri de forțe, ca și greutatea utilă, au un caracter periodic și ele se repetă cu frecvența ciclogramei de funcționare a coliviilor. Așa, de pildă, pentru o colivie care ar funcționa după ciclograma din figura 6, intervenția unor astfel de forțe se face cu o frecvență de 60 cicluri/h.

Perioadele de pornire și de accelerare la ridicare au loc cu o accelerație de 1—2 m/s², pe cînd la lovirea coliviei de saboți viteza se reduce pînă la zero în timp foarte scurt, fapt care determină valori mari și negative ale accelerațiilor.

Apariția accelerațiilor determină apariția de forțe dinamice în întreg sistemul (colivie, dispozitiv de suspendare etc.), care depind de elasticitatea cablului, de poziția coliviei în

puţ, de manipularea maşinii de extracţie, de şocurile din timpul funcţionării etc., şi mai pot apărea şi sarcini spontane la înţepenirea coliviei, la slăbirea cablului etc.

Repetarea periodică a acestor procese supune colivia şi elementele ei la eforturi variabile în timp, care duc la distrugerea materialului prin efecte de oboseală. Practica a arătat că scoaterea din funcţiune a coliviilor de extracţie se datoreşte, în special, fenomenelor de oboseală.

Deci un calcul real al coliviilor de extracţie va fi numai un calcul la oboseală.

1. *Stabilirea forţei reale de calcul*

De regulă, la proiectare se cunoaşte greutatea de transportat şi greutatea proprie determinată pe baza unui antecalcul static :

$$F_{st} = G_{propriu} + G_{transp.} \qquad (5)$$

Aceasta ar constitui forţa statică a coliviei. În exploatare intervin însă forţe dinamice a căror mărime depinde de specificul exploatării şi de mărimea forţelor statice ; deci se poate scrie :

$$F_{din} = \beta_d \cdot F_{st} . \qquad (6)$$

Socotind deformaţiile date de forţele statice şi de cele dinamice în domeniul elastic, se poate alcătui diagrama deformaţiilor din figura 7 ;

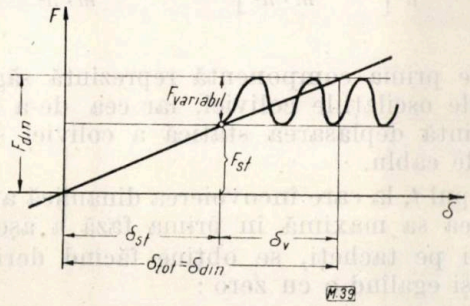


Fig. 7. Deformaţiile produse de forţele statice şi dinamice.

forţa statică F_{st} produce deformaţia δ_{st}, iar forţa dinamică F_{din} va da naştere la o deformaţie δ_{din}, a căror interdependenţă este dată în figura 7 şi pentru care se poate scrie (în domeniul elastic) :

$$\left.\begin{aligned} F_{st} &= \delta_{st} \cdot \mathrm{tg}\alpha \\ F_{din} &= \delta_{din} \cdot \mathrm{tg}\alpha \end{aligned}\right\} \qquad (7)$$

Considerînd : $F_{din} = F_{st} + F_v$, se poate scrie :

$$\frac{F_{din}}{F_{st}} = \frac{\delta_{din}}{\delta_{st}} = r_g,$$

în care r_g este rigiditatea grinzii.

De unde rezultă :

$$F_{din} = r_g \cdot \delta_{din} = \frac{\delta_{din}}{\delta_{st}} \cdot F_{st} = \beta_d \cdot F_{st} . \qquad (8)$$

Ultima relaţie ne arată că, dacă putem determina rigiditatea r_g şi deformaţia dinamică, sau raportul dintre deformaţiile δ_{din} şi δ_{st}, se poate obţine forţa dinamică de calcul F_{din}. Pentru instalaţia noastră, supusă la încovoiere, deformaţiile de mai sus (δ) reprezintă chiar săgeţile respective, pe care le vom nota cu y_{din} şi y_{st}.

Dacă admitem că acţiunea mişcării păstrează aceeaşi intensitate la toate elementele coliviei, rezultă că pentru a afla forţele dinamice de calcul din toate elementele coliviei (rame, montanţi etc.) este suficient să se afle un coeficient dinamic al coliviei β_d (ca raport dintre săgeata totală şi cea statică), cu care se vor înmulţi toate eforturile statice.

Calculul sistemului se poate face fie prin egalarea energiei de deformaţie a coliviei cu energia cinetică a sarcinii în momentul începerii şocului plus lucrul mecanic al greutăţii în cursul deformaţiei, fie prin studiul mişcărilor acestui sistem, considerat ca un sistem cu un singur grad de libertate, şi aplicînd teoria şocului în cazul materialelor elastice.

De pildă, aplicînd ultimul caz de calcul, construcţia portantă a coliviei se înlocuieşte cu o masă echivalentă şi concentrată, raportată la punctul de şoc, ca în figura 8 ; coefi-

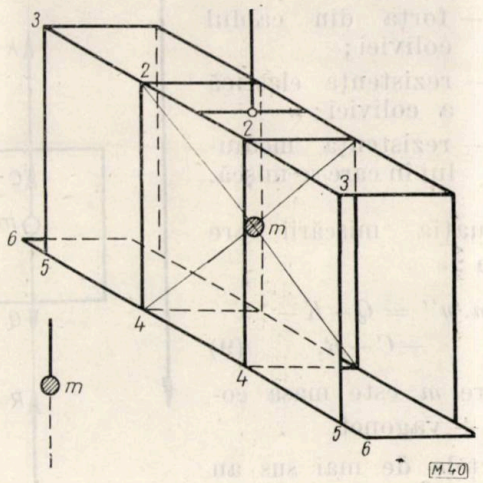


Fig. 8. Înlocuirea construcţiei portante cu o masă echivalentă.

cientul dinamic care se va obţine pentru masa echivalentă poate să fie considerat acelaşi pentru toate elementele construcţiei portante.

Ca una dintre situaţiile cele mai defavorabile poate fi considerat momentul în care colivia încărcată se loveşte de tacheţi. La aşezarea coliviei pe tacheţi se deosebesc două faze :

— prima fază, în care colivia vine în atingere cu tacheţii şi cablul este întins (fig. 9, *a*) ; colivia poate fi aruncată în sus după gradul de întindere a cablului, viteza sa de aşezare etc. ;

— a doua fază, în care cablul se slăbeşte, colivia efectuează oscilaţii libere amortizate pe grinzile de tacheţi, fără să se depărteze de ele (fig. 9, *b*).

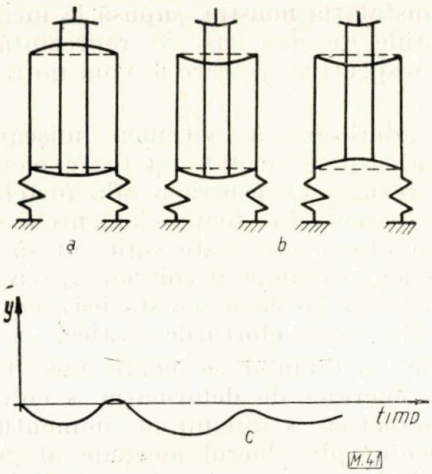


Fig. 9. Deformaţiile şi oscilaţiile coliviei la lovirea de tacheţi :
a — cu cablul întins; *b* — cu cablul slăbit; *c* — diagrama oscilaţiilor.

Pentru prima fază, forţele care intervin sînt (fig. 10) :

Q — greutatea coliviei + vagonet ;
K — forţa din cablul coliviei ;
C — rezistenţa elastică a coliviei ;
R — rezistenţa mediului în care se mişcă.

Ecuaţia mişcării are forma :

$$m.y'' = Q - K - C - R, \qquad (9)$$

în care m este masa coliviei + vagonet.

Forţele de mai sus au următoarea expresie :

$$K = r_k \cdot y_k = r_k \frac{Q}{r_k} + y + v_0 \cdot t, \qquad (10)$$

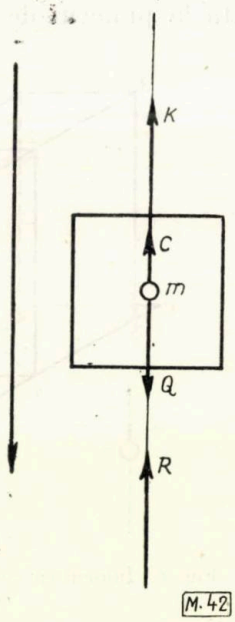


Fig. 10. Forţele ce intervin în calcul.

în care :

r_k reprezintă rigiditatea cablului ;
y_k — săgeata cablului compusă din :
$\frac{Q}{r_k}$ — alungirea statică a cablului ;
$y = y_{col} + y_{gr}$ — deformaţia totală a coliviei (y_{col}) + grinda de sub tacheţi (y_{gr}) ;
$v_0 \cdot t$ — segmentul cablului care s-a desfăşurat de pe tobă în timpul t, la viteza v_0 de aşezare pe tacheţi.

$$C = r_{red}\, y, \qquad (11)$$

r_{red} fiind rigiditatea redusă a coliviei şi a grinzilor sub tacheţi.

$$R = a \cdot y, \qquad (12)$$

a fiind o constantă de proporţionalitate.

Cu aceste valori ale forţelor, ecuaţia diferenţială a oscilaţiilor unui punct al coliviei devine :

$$y'' + 2by' + n^2 \cdot y = \frac{r_k \cdot v_0 \cdot t}{m} \qquad (13)$$

Oscilaţiile reprezentate de această ecuaţie au coeficientul de amortizare :

$$b = a/2\,m$$

şi frecvenţa :

$$n = \sqrt{\frac{r_k + r_{red}}{m}} \qquad (14)$$

Dacă se consideră coeficientul de amortizare $b = 1$, integrala ecuaţiei de mai sus devine :

$$y = e^{-t} \cdot \frac{v_0}{n}\left[1 - \frac{r_k}{m \cdot n^2}\right] \sin \cdot nt + \frac{r_k}{m \cdot n^2} \cdot v_0\, t, \qquad (15)$$

în care prima componentă reprezintă săgeata dată de oscilaţiile coliviei, iar cea de-a doua reprezintă deplasarea statică a coliviei susţinute de cablu.

Timpul t, la care încovoierea dinamică atinge valoarea sa maximă în prima fază a aşezării coliviei pe tacheţi, se obţine făcînd derivata întîia şi egalînd-o cu zero :

$$y' = 0.$$

Valoarea lui t astfel aflată se introduce în relaţia lui y, din care se obţine săgeata y_{din}.

Se poate determina şi timpul t_k, după care încetează acţiunea cablului, egalînd încovoierea statică a coliviei, Q/r_{red}, cu cel de-al doilea termen din relaţia lui y, adică :

$$\frac{Q}{r_{red}} = \frac{r_k}{m \cdot n^2} \cdot v_0 t_k, \qquad (16)$$

de unde se deduce :

$$t_k = \frac{Q \cdot m \cdot n^2}{r_{red} \cdot r_k \cdot v_0}. \qquad (17)$$

În faza a doua dispare forţa din cablu, iar ecuaţia diferenţială a mişcării se simplifică, devenind :

$$m \cdot y'' = Q - R - C, \qquad (18)$$

Cu valoarea lui y_{din}, calculată mai sus, se determină coeficientul dinamic :

$$\beta_d = y_{din}/y_{st}, \qquad (19)$$

în care y_{st} reprezintă suma săgeților statice ale coliviei și ale grinzilor de sub tacheți.

Exemplu numeric. Se cere forța dinamică de calcul și coeficientul pentru o colivie, care să aibă dimensiunile din figura 11 și la care se cunosc următoarele date :

— greutatea coliviei + vagonet, $Q = 3\,380 + 4\,520 = 7\,900$ kg ;

— diametrul cablului principal, $d = 37$ mm, secțiunea sa, $s = 5{,}04$ cm², modulul de elasticitate, $E = 750\,000$ kg/cm², lungimea cablului deasupra coliviei în poziția sa superioară, $l = 20$ m, greutatea sa 92 kg ;

— tacheții sînt așezați simetric față de grinda de manipulare, care are deschiderea $L = 4{,}18$ m.

Rezolvare. Trebuie determinată valoarea timpului t_k pînă la care este valabilă relația (15) pentru oscilațiile coliviei ; în acest scop se calculează :

— greutatea sistemului, $Q_s = 7\,900 + 92 = 7\,992$ kg ;

— masa sistemului, $m = \frac{Q_s}{g} = \frac{7992}{981} = 8{,}15$ =kg.s²/cm ;

— rigiditatea cablului :

$r_k = E_k \cdot s/l = 750\,000 \cdot 5{,}04/2000 = 1\,880$ kg/cm ;

— rigiditatea redusă a sistemului (colivie + grindă de așezare), care are expresia :

$$r_{red} = \frac{1}{\frac{1}{r_{ech}} + \frac{1}{2r_{gr}}},$$

în care r_{ech} reprezintă rigiditatea grinzii echivalente a coliviei, care are aspectul din figura 13 și pentru calculul căreia ne trebuie săgeata statică a ramei inferioare y_c.

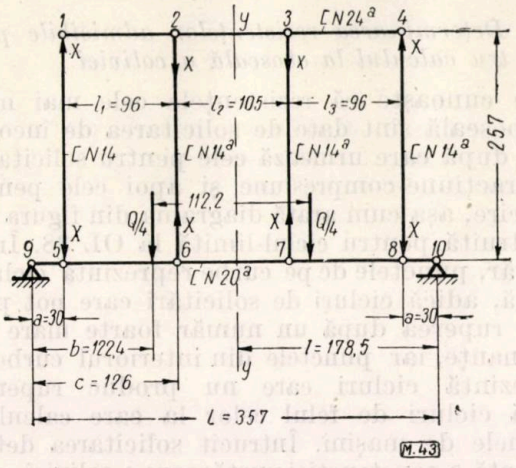


Fig. 11. Colivia propusă pentru determinarea forței dinamice.

Aceasta se compune din : săgeata dată de forța $F(y_1)$ plus săgeata dată de eforturile de compresiune din montanții laterali (y_2) plus săgeata dată de eforturile de întindere din montanții centrali (y_3) (fig. 12).

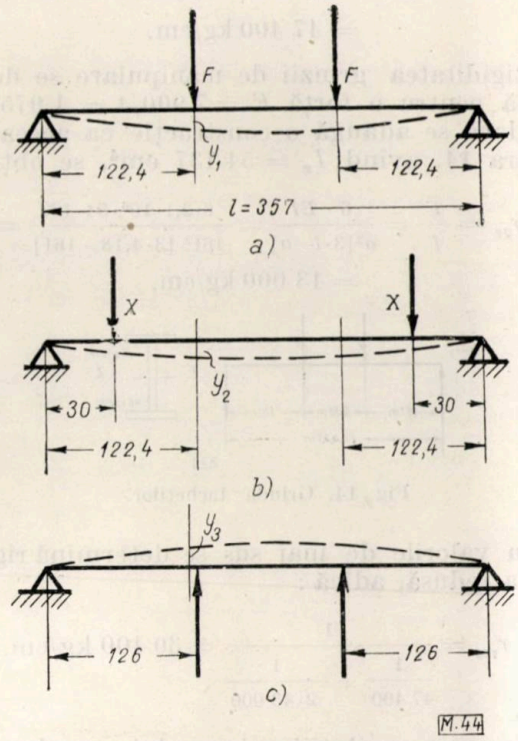


Fig. 12. Determinarea săgeților coliviei sub acțiunea forțelor F (a), a montanților de mijloc (b) și a celor de capăt (c)

Calculînd aceste săgeți după relațiile cunoscute din rezistență, pentru o grindă cu două forțe concentrate pe ea și egală cu $F = lt$, se obține :

$$y_c = 0{,}158 \text{ cm}.$$

Produsul EI al grinzii echivalente pentru forțele $Q/2$ va fi :

$$EI_{ech} = \frac{Q}{2} \cdot \frac{a^2}{6y_c} [3l - 4a] = \frac{7\,900}{2} \cdot \frac{126^2}{6 \cdot 0{,}158} [3\,357 - 4\,126]$$

$$EI_{ech} = 3{,}74 \cdot 10^{10} \text{ kg/cm}^2.$$

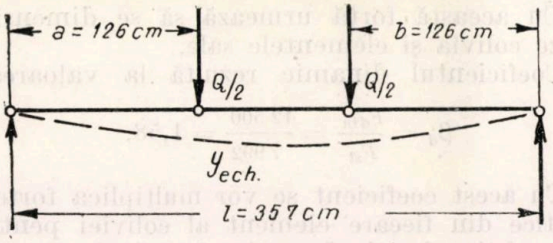


Fig. [13. Determinarea săgeții la grinda echivalentă.

Rigiditatea grinzii echivalente a coliviei va fi inversul săgeții acestei grinzi (y_e), corespunzătoare forței $F = 1t$, adică :

$$r_{ech} = \frac{1}{y_e} = \frac{3 \cdot l \cdot EI}{a^2\,[l-a]^2} = \frac{3\,357 \cdot 3{,}74 \cdot 10^{10}}{126^2\,[357-126]^2} =$$

$$= 47\,400 \text{ kg/cm.}$$

Rigiditatea grinzii de manipulare se determină pentru o forță $F = 7\,900/4 = 1\,975$ kg, și, dacă se adaugă o construcție ca aceea din figura 14, avînd $I_x = 54\,137$ cm^4, se obține :

$$r_{gr} = \frac{F}{f} = \frac{6 \cdot EI}{a^2[3 \cdot l - a]} = \frac{6 \cdot 2{,}1 \cdot 10^6 \cdot 54 \cdot 137}{161^2\,[3 \cdot 4{,}18 - 161]} =$$

$$= 43\,000 \text{ kg/cm.}$$

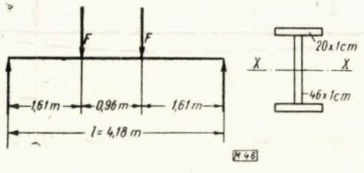


Fig. 14. Grinda tacheților.

Cu valorile de mai sus se determină rigiditatea redusă, adică :

$$r_{red} = \frac{1}{\frac{1}{47\,400} + \frac{1}{2 \cdot 43\,000}} = 30\,400 \text{ kg/cm.}$$

Frecvența oscilațiilor sistemului are valoarea :

$$n = \sqrt{\frac{r_k + r_{red}}{m}} = \sqrt{\frac{1\,880 + 30\,400}{8{,}15}} = 62{,}8 \text{ 1/s.}$$

Viteza de mișcare în momentul așezării coliviei pe tacheți o vom lua : $v_0 = 20$ cm/s.

Cu valorile de mai sus se determină tipul-limită, t_k, și anume :

$$t_k = \frac{Q_s \cdot m \cdot n^2}{r_k \cdot r_{red} \cdot v_0} = \frac{7\,992 \cdot 8{,}15 \cdot 62{,}8^2}{1\,880 \cdot 30\,400 \cdot 20} = 0{,}225 \text{ s.}$$

Se adoptă pentru timpul t o valoare mai mică decît cea limită, determinată mai sus, și se calculează pentru ea amplitudinea maximă ; de pildă, se va lua $t = 0{,}1258$ s, iar săgeata calculată cu relația (15) va avea valoarea : $y_{max} = 0{,}411$ cm $= y_{din}$.

Sarcina dinamică a sistemului va fi :

$$F_{din} = r_{red} \cdot y_{max} = 34\,400 \,.\, 0{,}411 = 12\,500 \text{ kg.}$$

Cu această forță urmează să se dimensioneze colivia și elementele sale.

Coeficientul dinamic rezultă la valoarea :

$$\beta_d = \frac{F_{din}}{F_{st}} = \frac{12\,500}{7\,992} = 1{,}58.$$

Cu acest coeficient se vor multiplica forțele statice din fiecare element al coliviei pentru a se obține forțele dinamice de calcul.

Pentru aplicarea primului caz de calcul ar fi trebuit să scriem că energia cinetică a coliviei în cădere cu viteza v_0 plus lucrul mecanic al greutății este egală cu energia de deformație a sistemului solicitat de o forță dinamică F_{din}, necunoscută încă, dar pe care dorim s-o aflăm, adică :

$$G_t \cdot \frac{v_0^2}{2g} + G_t \cdot y_t = 4F_{din} \frac{y_t}{2}, \qquad (20)$$

în care : G_t reprezintă greutatea totală (colivie + vagonet) ;

F_{din} — forța dinamică pe care dorim s-o aflăm și care se consideră aplicată în punctele de contact dintre rolele vagonetului și rama inferioară ;

y_t — săgeata totală compusă din (fig. 15) :

$$y_t = y_{gr} + y_{col},$$

anume :

y_{gr} — săgeata grinzii tacheților, iar y_{col} — săgeata ramei inferioare, alcătuită ca mai sus.

Toate săgețile exprimate în funcție de F_{din} se introduc în relația de mai sus, obținîndu-se o ecuație de gradul doi, din care se deduce F_{din}.

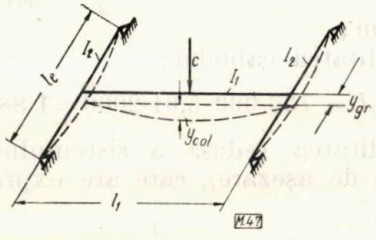


Fig. 15. Deformația dinamică totală (colivie + grinda tacheților).

Această metodă aplicată în cazul coliviilor are păcatul că nu corespunde condițiilor reale, deoarece nu ține seamă de forța de întindere din cablu, și de aceea nu se recomandă folosirea ei în calculul coliviilor.

2. *Determinarea rezistențelor admisibile pentru calculul la oboseală a coliviei*

Se cunoaște că rezistențele cele mai mari la oboseală sînt date de solicitarea de încovoiere, după care urmează cele pentru solicitarea de tracțiune-compresiune și apoi cele pentru răsucire, așa cum arată diagrama din figura 16, construită pentru ciclul-limită la OL 38. Într-adevăr, punctele de pe curbe reprezintă cicluri-limită, adică cicluri de solicitări care pot produce ruperea după un număr foarte mare de alternanțe, iar punctele din interiorul curbelor reprezintă cicluri care nu produc ruperea, adică cicluri de felul celor la care calculăm organele de mașini. Întrucît solicitarea determinantă a construcției purtătoare a coliviei este încovoierea, ne propunem să determinăm rezis-

tența admisibilă la încovoiere pentru calculul la oboseală a coliviei.

De regulă, colivia urcă complet încărcată și coboară cu sarcini diferite, dar de obicei mai

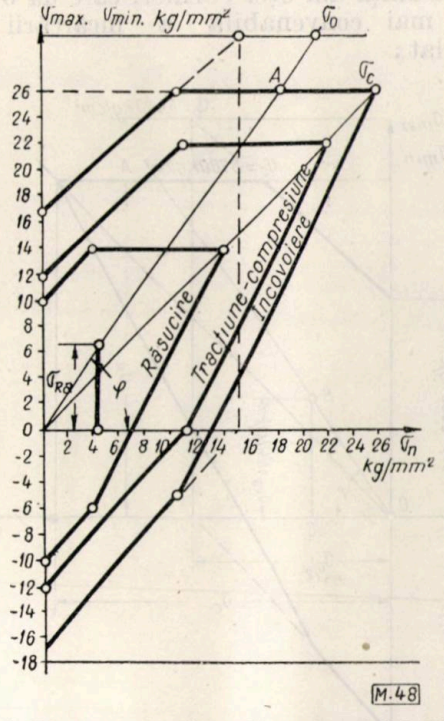


Fig. 16. Diagrama de oboseală pentru oțelul OL 38.

mici decît sarcina de urcare, astfel că se poate considera că ea funcționează după un ciclu oscilant, ca în figura 17, cu coeficientul de asimetrie $R = \sigma_{min}/\sigma_{max}$.

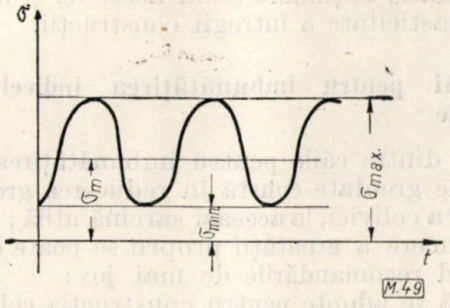


Fig. 17. Ciclul de variație a forțelor dinamice la o colivie de extracție.

Stabilirea ciclului-limită pentru acest coeficient de asimetrie, R, se face calculînd unghiul φ al dreptei OA, pe care se găsesc ciclurile cu coeficientul de asimetrie R, dar cu diferite amplitudini.

Pentru calculul unghiului φ se folosește relația:

$$\operatorname{tg}\varphi = \frac{2}{1+R}.$$

Ordonata punctului A reprezintă chiar σ_R, iar pentru aflarea rezistenței admisibile se împarte această valoare cu coeficientul de siguranță, adică $\sigma_{R.a} = \frac{\sigma_R}{c}$.

Coeficientul de siguranță c se poate determina prin metoda coeficienților parțiali; de pildă, pentru colivia de mai sus și folosind pentru construcția purtătoare un oțel OL 38, așa cum se construiesc încă colivii la noi în țară, se obține:

— coeficientul de asimetrie $R = F_{min}/F_{max} = 3380/7900 = 0{,}43$;

— $\operatorname{tg}\varphi = 2/(1+R) = 2/1{,}43 = 1{,}4$; $\varphi = 54°20'$;

— ordonata punctului A, $\sigma_R = 26$ kg/mm²;

— coeficientul de siguranță determinat prin metoda coeficienților parțiali, luînd:

$c_1 = 1{,}5$ pentru materiale obținute prin laminare,

$c_2 = 1{,}4$ pentru funcționare cu șocuri mari,

$c_3 = 1{,}16$ pentru piese cu dimensiuni mari,

$c_4 = 1{,}3$ pentru suprafețe laminate și neprelucrate,

$c_5 = 1{,}25$, factorul care ia în seamă concentrarea eforturilor;

— coeficientul de siguranță pentru solicitări statice:

$$c_s = c_1 \cdot c_2 \cdot c_5 = 1{,}5 \cdot 1{,}4 \cdot 1{,}25 = 2{,}625;$$

— coeficientul de siguranță pentru solicitări dinamice simetrice:

$$c_v = c_1 \cdot c_2 \cdot c_3 \cdot c_4 \cdot c_5 = 1{,}5 \cdot 1{,}4 \cdot 1{,}16 \cdot 1{,}3 \cdot 1{,}25 = 3{,}96.$$

Caracteristicile ciclului nostru sînt:

$$n_m = \frac{F_{max} + F_{min}}{2 \cdot F_{max}} = \frac{11\,280}{15\,800} = 0{,}715;$$

$$n_v = \frac{F_{max} - F_{min}}{2 \cdot F_{max}} = \frac{4\,520}{15\,800} = 0{,}284.$$

Coeficientul de siguranță:

$$c = n_m \cdot c_s + n_v \cdot c_v = 0{,}715 \cdot 2{,}625 + 0{,}284 \cdot 3{,}95 \cong 3,$$

iar rezistența admisibilă $\sigma_{mc.a} = \frac{2\,600}{3} \cong$

$$\cong 840 \text{ kg/cm}^2.$$

3. *Formele optime de secțiune ale elementelor coliviei*

Pe baza datelor culese din practica exploatărilor noastre miniere asupra comportării diferitelor tipuri de colivii, asupra locului unde s-au ivit primele defecțiuni la colivie și asupra cauzelor care limitează durata de serviciu a coliviei, se pot face următoarele recomandări

referitoare la formele optime de secțiuni ale elementelor coliviei și dispozitivelor sale de suspendare, și anume :

a) forma cea mai potrivită pentru construcția acoperișului de colivie este forma de cutie paralelipedică, arătată în figura 18 ; ea s-a

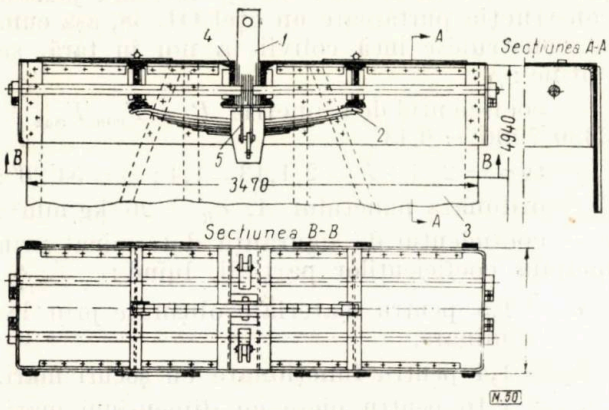


Fig. 18. O construcție rațională a dispozitivului de suspendare :

1 — tija de susținere ; *2* — arcul de suspensie ; *3* — cutia acoperiș ; *4* — jugul de susținere ; *5* — umerii tijei pentru preluarea sarcinii.

dovedit mult mai rațională decît forma de acoperiș a coliviei din figura 1 ;

b) secțiunea cea mai potrivită pentru tija dispozitivului de suspendare ar fi cea dreptunghiulară, care nu se rotește în locașul său, așa cum se întîmplă cu tijele rotunde ; exemplul arătat în figura 18 are o astfel de tijă dreptunghiulară, spre deosebire de colivia din figura 1, la care tija de suspensie este rotundă ;

c) forma cea mai potrivită pentru arcul de suspensie ar fi cea în foi suprapuse, așa cum se găsește la exemplul din figura 18. Această formă de arc are o caracteristică liniară și o capacitate de acumulare a lucrului mecanic de deformație care satisface condițiile de funcționare a instalațiilor de extracție ; printr-o variație a curburii pe grupuri de foi de arc se poate obține o rigiditate variabilă a acestuia, care permite adaptarea sa la exploatări cu șocuri, unde sarcina poate avea variații bruște.

Arcul elicoidal cu care sînt echipate unele colivii de la noi — ca, de pildă, și colivia din figura 1 — s-a comportat nesatisfăcător în practică în comparație cu arcul cu foi multiple ;

d) susținerea sarcinii este bine să se facă de umerii tijei de suspensie, care să fie corespunzător dimensionați ; soluția este preferată, fiind o piesă care face corp comun cu tija, așa cum s-a aplicat și la exemplul dat în figura 18. Soluția cu piesă separată de susținere — ca, de pildă, o piuliță de susținere, ca la colivia din figura 1 — nu s-a dovedit de loc rațională ;

e) jugul de prindere al coliviei este de asemenea mai rațional întocmit la exemplul din figura 18, unde este alcătuit din platbande nituite la colivie ; construcția de jug prevăzută la colivia din figura 1 s-a dovedit cu totul nerațională ;

f) montanții și diagonalele coliviei să se facă de preferință din oțel cornier, care dă o distribuție mai convenabilă a încărcării decît fierul lat ;

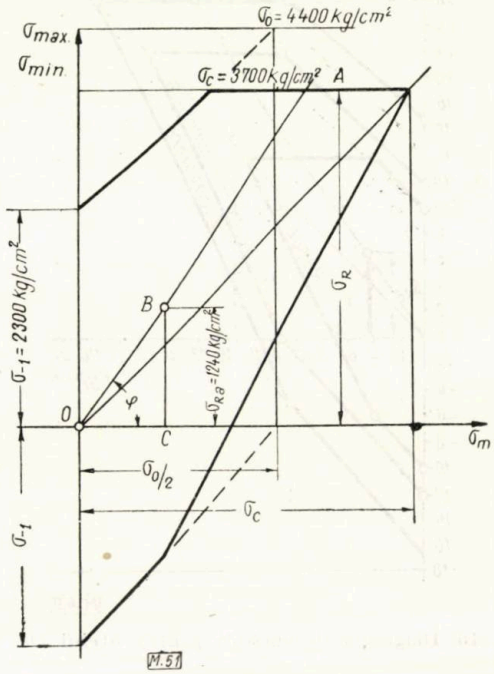


Fig. 19. Diagrama de oboseală pentru oțelul OL 50.

g) îmbinările dintre elemente să se facă nituite, fiind mult mai elastice decît îmbinările sudate, obținîndu-se în acest fel și o oarecare elasticitate a întregii construcții.

III. Căi pentru îmbunătățirea indicelui de greutate

Una dintre căile pentru îmbunătățirea indicelui de greutate constă în reducerea greutății proprii a coliviei, la aceeași sarcină utilă ; această reducere a greutății proprii se poate obține aplicînd recomandările de mai jos :

1. Să se adopte pentru construcția coliviilor tipul cel mai economic. Din observațiile făcute asupra diversităților de tipuri de colivii ce se găsesc în funcțiune în exploatările noastre și făcînd legătura și cu literatura de specialitate, reiese că tipul cel mai potrivit de colivie este cel în formă de fermă cu bare în diagonală. La aceeași sarcină utilă — la tipul în fermă cu bare în diagonală — eforturile din elementele construcției portante sînt mai mici decît la tipul în cadru, și, ca urmare, și secțiunile corespunzătoare vor fi mai mici și greutatea ansamblului mai mică.

2. Trebuie adoptate ipoteze de calcul care să reflecte cît mai fidel condițiile reale ; în acest fel sîntem fericiți de a lua coeficienți

de siguranță excesivi, care duc la greutăți proprii mari.

De pildă, luarea în considerare a întinderii cablului micșorează mult eforturile din colivie și greutatea sa proprie; la acest rezultat se ajunge făcînd determinarea coeficientului dinamic după metoda indicată mai sus, care reflectă just condițiile reale de funcționare a coliviei.

3. Oțelurile din care se confecționează colivia și piesele dispozitivului de suspendare trebuie să fie încercate foarte minuțios, iar la fixarea tensiunilor admisibile de calcul se recomandă să se țină seamă de valorile minime pentru:

— rezistența de rupere,
— alungirea relativă,
— rezistența la oboseală.

Pentru piese mai puțin importante, cum ar fi: paracăzători etc., se poate lua un oțel avînd: rezistența de rupere $\sigma_r = 3500...4000$ kg/cm², la forfecare $\tau_r = 2600...3000$ kg/cm² și alungirea relativă de rupere $\varepsilon_r = 12...18\%$.

Pentru piesele importante, cum ar fi: construcția portantă a coliviei, se va lua un oțel cu $\sigma_r = 4800...7500$ kg/cm², $\tau_r = 3600...5000$ kg/cm² și $\varepsilon_r = 20\%$.

Oțelul pentru arcuri se recomandă să aibă $\sigma_r = 7500...8500$ kg/cm² și o alungire de $\varepsilon_r = 12...14\%$.

4. Dacă în construcția coliviei se va trece de la oțelul obișnuit OL 38, care se mai întrebuințează încă astăzi, la un oțel superior — de pildă OL 50 — se vor obține reduceri în greutatea coliviilor care pot merge pînă la 30%.

Într-adevăr, să construim diagrama rezistențelor-limită pentru OL 50 (fig. 19); adoptînd același unghi φ de mai sus (dreapta OA), se obține: $\sigma_R = 37$ kg/mm².

La același coeficient de siguranță $c = 3$, se obține o rezistență admisibilă $\sigma_{R.a} = \frac{3\,700}{3} = 1240$ kg/cm², care reprezintă o mărire de circa 52,5% față de rezistența admisibilă corespunzătoare oțelului OL 38; aceasta va aduce o scădere de circa 30% în greutatea părții de colivie solicitată la încovoiere.

Concluzii

În perioada de avînt a construcției socialismului din țara noastră, îmbunătățirea indicilor tehnico-economici ai coliviilor de extracție are o deosebită importanță pentru mărirea productivității muncii din industria noastră minieră.

De aceea trebuie dată o atenție deosebită ipotezelor de calcul, modului de alcătuire și de construcție a coliviilor de extracție, care, după calitățile lor, pot duce la gîtuirea sau la lărgirea producției unei mine oarecare.

În acest scop, în articol s-au studiat factorii care conlucrează la o dimensionare corectă și o construcție optimă a coliviilor, cum ar fi: luarea în considerare a forțelor dinamice, a solicitărilor de oboseală, a experiențelor făcute cu diferite forme de secțiuni ale elementelor coliviei etc.

Socotim că respectarea principiilor de calcul și de construcție arătate mai sus va aduce colivia de extracție — ca mijloc de transport — la nivelul materialelor mobile de la celelalte feluri de transport cunoscute.

Bibliografie

[1] Ponomarev, A. și colectiv. *Calculul modern de rezistență în construcția de mașini.* ET—1959.

[2] Slobodkin, M. și Iskriți ki, D. *Cinematica, dinamica și calculul de rezistență a coliviilor de extracție.* Moscova, Ugletehizdat, 1954.

[3] Ciukanov, I. *Despre eforturile dinamice care se nasc în coliviile de mină.* Moscova, Ugletehizdat, 1954.

[4] Secară, Gh. *Bazele standardizării coliviilor miniere de extracție din R.P.R.* În: Rev. Standardizarea nr. 3/1959.

[5] Glebe, E. *Progresul tehnic la expoziția germană de utilaj minier.* Essen, 1954.

Metode şi cercetări de preparare a sării impure

Ing. M. Dogaru

1. *Instalaţii pentru valorificarea sării impure*

Pentru valorificarea sării impure au apărut în ultima vreme instalaţii care utilizează posibilitatea de măcinare selectivă a morilor cu ciocnire. Pentru aceasta se stabileşte experimental la ce granulaţie rezultă după măcinare sarea şi mineralele însoţitoare şi apoi, printr-o clasare corespunzătoare, se separă sarea curată de acestea.

În figura 1 este prezentată schema unei astfel de instalaţii, cu o capacitate de 60 t/h.

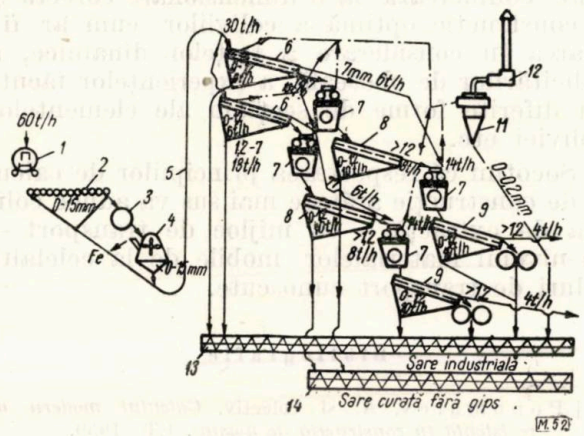


Fig. 1. Schema unei instalaţii de preparare a sării brute impure :

1 — culbutor rotativ ; *2* — grătar cu bare transversale mobile ; *3* — separator magnetic ; *4* — concasor cu ciocane ; *5* — elevator cu cupe ; *6* — ciururi vibrante cu două rame ; *7* — mori cu ciocnire ; *8* şi *9* — ciur vibrant cu o ramă ; *10* — valţuri capsulate ; *11* — separator de praf ; *12* — ventilator ; *13* — spirală de colectare pentru sarea industrială ; *14* — spirală de colectare pentru sarea curată fără ghips.

Instalaţia prevede patru trepte de măcinare, dintre care două (pentru sfărîmarea medie) au loc în morile cu ciocnire 7.

Separarea sării curate de ghips are loc ca urmare a sfărîmării selective a unui material cu granulaţia de 1,2—7 mm în primele două mori cu ciocnire, cu capacitatea de 18 t/h fiecare. Materialul sfărîmat este separat pe două ciururi vibrante cu o ramă, avînd sita cu ochiuri de 1,2 mm. Trecerea acestei site (0—1,2 mm) constituie sarea curată şi reprezintă o treime din capacitatea totală a instalaţiei (20 t/h).

Impurităţile rămîn într-un produs mixt cu o granulometrie mai mare decît 1,2 mm. Acest produs este măcinat mai departe, obţinîndu-se o sare cu o utilizare mai mult industrială.

În paralel cu cercetările privind morile cu ciocnire, în alte ţări se fac şi cercetări de preparare mecanică a sării impure după metode aplicate minereurilor, cărbunilor sau rocilor nemetalifere.

Cercetarea acestor metode a fost îngreuiată de faptul că adeseori impurităţile au o concrescenţă foarte intimă cu sarea şi nu sînt legate de o anumită fracţiune granulometrică, fină sau grosolană, precizată.

2. *Concentrarea gravitaţională*

În cadrul acestor metode, în primul rînd s-a încercat separarea pneumatică a sării impure prin curenţi ascendenţi de aer, în straturi cu greutăţi specifice diferite.

S-au utilizat maşini de zeţaj pneumatice cu ciur vibrant (fig. 2), caracterizate prin faptul că suprafaţa de lucru este mobilă, asemănătoare cu scocurile oscilante, avînd o mişcare înainte uniformă şi înceată şi o mişcare înapoi accelerată.

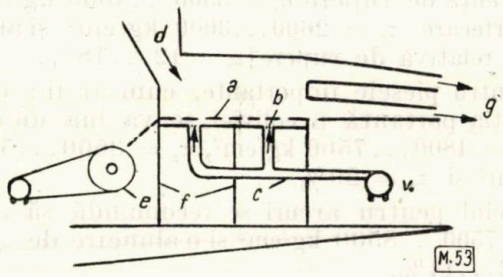


Fig. 2. Schema principială a maşinii de zeţaj cu ciur vibrant şi pulsaţii de aer :

a — suprafaţa de zeţaj ; *b* — supape de aer ; *c* — sistem de tuburi pentru aer ; *d* — pîlnie de alimentare ; *e* — sistem de acţionare cu bielă a ciurului vibrant ; *f* — arcuri din lemn de frasin ; *g* — evacuare ; *v* — ventilator.

Suprafaţa de lucru se poate înclina pînă la 15° în direcţia evacuării. Aerul comprimat este introdus prin partea inferioară în pulsaţii, ceea ce imprimă materialului care trebuie prelucrat o anumită afînare.

Părţile uşoare migrează în zona superioară a materialului, unde cuţite orizontale despart materialul în sorturile dorite. Prin variaţia debitului, respectiv presiunii aerului, a numărului de pulsaţii ale acestuia, a numărului de vibraţii ale ciurului mesei şi a înclinării ei, s-a putut influenţa mersul operaţiei de separare.

Încercările făcute cu sare foarte impurificată de Wieliczka, R. P. Polonă, au arătat că numărul pulsaţiilor (adică numărul necesar de rotaţii al supapei de pulsaţie), precum şi numărul de vibraţii ale mesei depind foarte mult de granulaţia materialului supus preparării.

La încercări s-au stabilit pentru granulaţia de 0,4—0,2 mm 250 rot/min pentru supapa de pulsaţie şi 80—200 vibraţii/min pentru ciurul vibrant, iar pentru o granulaţie de 0,9—0,8 mm — 100 rot/min pentru supapa de pulsaţie.

Unghiul de înclinare a fost de 5° pentru granulaţia fină şi pînă la 15° pentru granulaţia mare. Unghiul de înclinare depinde şi de diferenţa greutăţilor specifice ale componenţilor materialului supus preparării. Cînd această diferenţă este mică, masa trebuie să fie mai puţin înclinată.

Încercările au mai dovedit că o preparare prin maşina de zeţaj pneumatică este posibilă în condiţii optime numai atunci cînd diferenţa dintre greu-

tăţile specifice ale componenţilor este de cel puţin 0,8. Deoarece greutăţile specifice sînt apropiate (a sării 2,21, a argilei 2,60, a anhidritului 2,9, a concreşterilor 2,33), nu s-a putut obţine un rezultat pe deplin satisfăcător.

S-au experimentat şi mesele pneumatice de concentrare, cu ajutorul cărora s-a reuşit separarea părţilor componente ale sării fin măcinate, în direcţii diferite, datorită rezistenţei la frecare a particulelor între ele şi faţă de suprafaţa puţin înclinată a mesei de concentrare, prevăzută cu şănţuleţe şi şipci de ghidaj.

Mesele pneumatice au fost completate cu desprăfuitoare care separă materialul fin sub 1 mm din alimentare.

Cercetările de preparare a sării cu ajutorul maşinilor de zeţaj şi al meselor de concentrare continuă în multe ţări şi se speră a se găsi soluţii optime pentru concentrarea sării cu un conţinut mare de impurităţi.

3. *Prepararea bazată pe proprietăţi higroscopice şi termice*

O altă cercetare de separare a componenţilor sării impure s-a bazat pe proprietăţile higroscopice diferite ale sării şi ale impurităţilor. Astfel, prin determinarea curbelor de presiune ale vaporilor sărurilor, s-a dovedit că diferitele feluri de săruri se comportă în mod diferit faţă de aerul cu un anumit grad de umiditate. Aşadar, dacă componenţii mineralogici ai sării au fost suficient dezasociaţi, fiind puşi în contact cu aerul cu un grad de umiditate precis determinat, unii dintre componenţi nu-şi vor schimba umiditatea, iar alţii se vor umezi foarte mult.

Separarea particulelor uscate (uşoare) de cele umede (grele) înseamnă în acelaşi timp o separare a diferiţilor componenţi.

Faţă de cantităţile mari ce trebuie prelucrate, această metodă are numai o însemnătate de laborator. Mai sînt şi alte motive care nu dau acestei metode însemnătate practică, de exemplu pericolul de întărire a sării, datorită umidităţii.

Metoda termică se bazează pe proprietăţile termoadezive ale materialelor plastice. Se aplică la un conţinut mic de impurităţi (sub 5%).

4. *Prepararea electrostatică*

Această metodă s-a aplicat pentru un produs fin măcinat sub 1,5 mm. Metoda a urmărit separarea amestecurilor de substanţe cu ajutorul cîmpurilor electrostatice ale curentului continuu de înaltă tensiune şi pe baza proprietăţilor electrice ale componenţilor.

După cum se ştie, toate substanţele posedă o constantă dielectrică, care arată, la aceeaşi excitaţie, de cîte ori este mai mică intensitatea cîmpului într-un spaţiu umplut cu substanţa respectivă decît în vid.

Constantele dielectrice care interesează în cazul preparării sării prin această metodă sînt :

— sare gemă	6,12
— argilă	8,1—11,7
— ghips	5,66
— calcită	8—8,5
— aer	1
— apă	81
— silvină	5,03

Capacitatea de încărcare a unui corp este proporţională cu constanta sa dielectrică.

Fiecare particulă a materialului supus preparării este comparabilă cu un condensator ; cu cît capacitatea acestuia este mai mare, cu atît separarea reuşeşte mai uşor, iar produsele sînt mai pure.

Particulele se resping în direcţia unei plăci sau unui valţ încărcat cu electricitate de sens opus.

În R. F. Germană s-a reuşit să se construiască o aparatură cu care se realizează o separare a materialului prin metoda electrostatică, dintre care cea care a obţinut cele mai bune rezultate este construcţia combinată cu ciclonarea bazată pe forţa centrifugă.

Ciclonarea se aplică asupra unei fracţiuni limitate din materialul brut.

Cercetările şi construcţiile de aparate privind prepararea sării impure prin metoda electrostatică sînt într-un continuu progres. Consumul de energie este deosebit de scăzut, iar aparatele respective aproape că nu au nevoie de deservire.

Metoda este destul de nouă ; de aceea trebuie urmărite cu interes şi cercetările care se ocupă cu influenţarea conductibilităţii electrice a mineralelor prin tratarea suprafeţei lor cu substanţe superficial active (de exemplu : amine, acetilamine, hidroclorit, ulei, acizi graşi etc.), care măresc posibilităţile de separare electrostatică.

În figura 3 se prezintă schematic o aparatură pentru separarea electrostatică a amestecurilor din sarea impură.

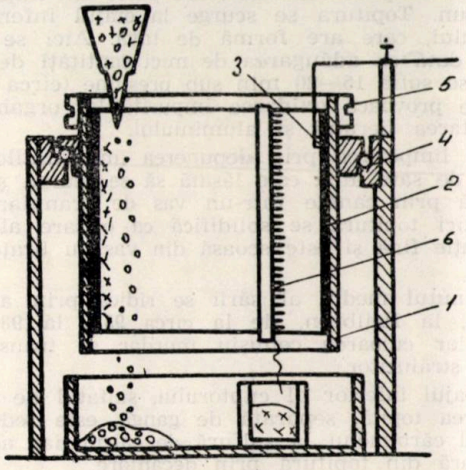


Fig. 3. Schema aparaturii pentru separarea electrostatică :

1 — cilindru ; *2* — strat de metal ; *3* — contact electric mobil ; *4* — lagăr pentru rotirea cilindrului ; *5* — roată de acţionare ; *6* — pieptene de precipitare.

5. *Prepararea prin topire*

Sarea se topeşte în funcţie de impurităţi la o temperatură de 800—900°C.

Această metodă nu este nouă, fiind aplicată pentru prima dată în 1900 în Anglia de către Harry Tee şi Heriy Hyde Perkes.

După primele instrucţiuni ale acestora, se adaugă în sarea topită mici cantităţi de var şi se suflă aer prin topitură, care apoi este lăsată să se liniştească. Ulterior s-a încercat a se sufla în sarea topită vapori de apă, bioxid de carbon, oxid de carbon, gaz sărac, toate împreună sau separat.

În Anglia, suflarea în topitura de sare se face timp de 10 min la o presiune de 5 at. În acelaşi timp, pentru separarea oxidului de fier şi a oxidului de aluminiu, topitura se amestecă cu 0,5—2% praf de var.

Suflarea de aer activează oxidarea, înlesneşte amestecul varului cu topitura, precum şi separarea componenţilor cu greutate specifică mare de cei mai uşori.

Culoarea, la început cenuşie, a topiturii de sare, se decolorează repede, devenind alb curat, în timp ce părţile impure şi grele se depun. Cele două straturi sînt bine delimitate.

În literatura de specialitate se dă următoarea compoziţie chimică a reziduului :

NaCl	76,50%
CaO	16,04%
SO_4Ca	5,49%
CO_3Ca	1,09%
$Fe_2O_3 + Al_2O_3$	0,80%
MgO	0,08%

După această analiză, reziduul se compune în cea mai mare parte din sare, oxid de calciu şi sulfat de calciu. Oxidul de calciu provine din praful de var adăugat şi poate fi menţinut cantitativ între anumite limite. Supărător pentru produsul finit este conţinutul de ghips, a cărui îndepărtare din topitură nu reuşeşte în măsura necesară.

În R. F. Germană a fost aplicată această metodă la o singură mină de sare, aceea de la Heilbron. Sarea de Heilbron conţine cîteva procente de argilă, anhidrit şi carbonat de calciu.

Sarea brută sfărîmată este depozitată în silozuri aşezate deasupra cuptorului cu două etaje tip Siemens. În etajul superior, sarea este topită la circa 900°C, în timp ce cea mai mare parte din impurităţi se depun. Topitura se scurge la etajul inferior al cuptorului, care are formă de tavă. Aici se suflă aer, o dată cu adăugarea de mici cantităţi de CaO. Aerul se suflă 15—20 min sub presiune (circa 5 at), ceea ce provoacă oxidarea impurităţilor organice şi precipitarea fierului şi aluminiului.

După limpezirea prin depunerea impurităţilor, topitura de sare albă este lăsată să se scurgă şi este condusă prin canale într-un vas de granulare din oţel. Aici topitura se solidifică ca o sare albă de granulaţie fină şi este scoasă din vas cu braţe mecanice.

Conţinutul mediu al sării se ridică prin această metodă, la Heilbron, de la circa 95% la 98—99% NaCl, iar culoarea cenuşiu murdar se transformă în alb strălucitor.

În etajul inferior al cuptorului, sulfatul de calciu din sarea topită, separată de gangă, este redus cu ajutorul cărbunelui la sulfură de calciu, iar aceasta se separă din topitură prin decantare.

În Franţa, sarea preparată prin topire poartă denumirea de „sel de flamme" şi se obţine în cuptoare tubulare rotative speciale, cu o încărcătură de 6,6 t material brut sau 5,1 t produs finit. Cuptoarele sînt legate în serie cîte două şi sînt prevăzute cu guri de încărcare şi de scurgere pentru sarea topită în lingotiere de cristalizare şi de evacuare pentru zgura formată de impurităţi. Aceste guri sînt decalate pe suprafaţa cuptoarelor (fig. 4).

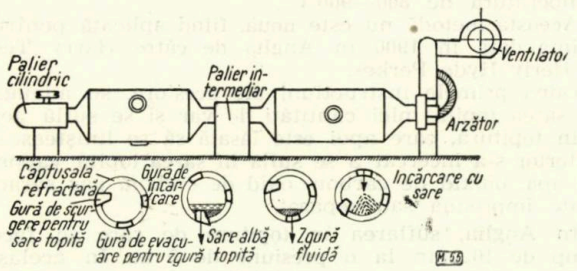


Fig. 4. Schema cuptorului pentru topirea sării.

În timp ce un cuptor este în încălzire, celălalt este în preîncălzire, aşa încît, atunci cînd unul este încărcat şi începe încălzirea, celălalt este gata de golire. Cuptoarele sînt încălzite printr-un arzător cu insuflaţie.

Capacitatea anuală a cuptoarelor este de 15 000 t ; ele consumă 800 kcal/kg sare produsă şi sînt deservite de patru oameni pe schimb.

Această metodă poate fi folosită pentru zăcămintele de sare cu conţinut de impurităţi de 4—6% şi este surprinzător că are astăzi o aplicaţie practică în cazuri atît de rare.

Preţul de cost este avantajos şi nu exclude posibilitatea de utilizare rentabilă a metodei.

6. *Metode hidrogravitaţionale*

Majoritatea metodelor hidrogravitaţionale sînt în fază de cercetare şi, de asemenea, nu s-au publicat prea multe date în legătură cu acestea, în special în ceea ce priveşte prepararea propriu-zis a sării.

În primul rînd s-a încercat prepararea sării prin zeţaj hidrogravitic, utilizîndu-se un fluid mai dens decît apa. Dar datorită faptului că greutăţile specifice ale componenţilor sînt apropiate, nu se poate obţine o separare pe deplin mulţumitoare, nici chiar a particulelor mai mari.

La granulaţii sub 0,25 mm, toate tipurile de maşini de zeţaj (cu piston, prin şocuri, pulsatoare), mese de concentrare sau aparate de curent de apă nu au reuşit. Singurele aprate care au dat oarecare rezultate au fost cele care au folosit curent ascendent de saramură saturată (densitate 1,2 — 1,25). Acestea au dus la o diferenţiere mai mare a vitezelor-limită de cădere.

Dintre clasoarele încărcate în cadrul acestei metode s-au putut utiliza în mod practic clasoarele cu cădere limitată, care nu au nevoie de o cantitate mare de soluţie salină.

Conform schemei din figura 5, amestecul de sare impură este supus unei clasări simptotice, căzînd

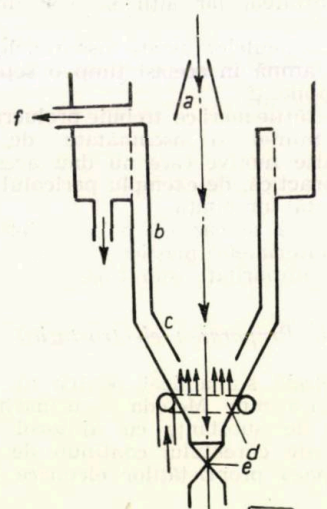


Fig. 5. Clasorul cu curent ascendent de saramură.

prin tubul conic *a* în vasul cilindric sau dreptunghiular *b*, cu partea inferioară conică *c*. Cu ajutorul sistemului de tuburi *d*, un adaos de soluţie salină curge în sens invers cu sarea grosolană. Viteza curentului de soluţie ascendent este reglabilă, astfel încît grăunţii pot forma uşor straturi cu aceeaşi viteză-limită de cădere şi pot fi evacuaţi prin partea de jos a aparatului prin robinetul cu pană *f*.

Particulele fine ajung cu curentul de soluţie salină ascendent spre preaplinul *f*, de unde sînt evacuate.

Aparatul este utilizat şi în prepararea sărurilor de potasiu şi sodiu pentru separarea sării complexe carnalitice (Hartsalz).

S-a încercat şi întrebuinţarea de medii dense, leşii şi emulsii, care au dat rezultate satisfăcătoare, în special în cazul sărurilor de potasiu şi magneziu,

pentru care s-a şi construit o serie de uzine în R. F. Germană şi Franţa.

În cazul sării s-a încercat, folosindu-se această metodă, să se creeze microturbioane în mediu dens, preparat din saramură saturată îngreuiată cu magnetită, şi s-a oferit posibilitatea separării şi a particulelor sub 3 mm. Rezultatele amănunţite ale cercetărilor nu sînt însă cunoscute pînă în prezent.

Pentru separarea particulelor fine s-a încercat şi flotaţia. S-a reuşit ca anumite minerale să fie puse în stare de plutire cu ajutorul unei spume cu forţă ascensională şi astfel să fie separate de mineralele care nu pot pluti.

Prin folosirea spumanţilor, ca uleiuri şi săpunuri, alcooli sulfonaţi, acizi graşi şi alţii, proprietăţile superficiale ale mineralelor au fost influenţate în mod diferit, astfel că particulele, devenind neumectabile, au putut adera la bulele de aer, ridicîndu-se la suprafaţă, în timp ce alte particule de minerale se scufundă.

Metoda este mult cercetată în special pentru săruri de potasiu şi magneziu, ajungîndu-se la aplicarea ei pe scară industrială (U.R.S.S., R.D.G., R.F.G., şi S.U.A.).

În U.R.S.S. se indică flotarea inversă, adică eliminarea prin flotare numai a impurităţilor din sarea gemă constituite din argile, marne, cuarţ, anhidrit, cu ajutorul uleiurilor de alizarină, al săpunului „verde" (0,5—0,7 kg/t) şi al răşinilor de la distilarea turbei (0,6—1,2 kg/t).

S-a putut obţine sare cu 99,8% NaCl. Durata flotaţiei este de 25—30 min.

În alte ţări, flotarea ghipsului şi anhidritului din sare s-a putut realiza folosindu-se colectori, acid oleic şi oleat de sodiu şi spumanţi, diferiţi creozoli şi alcooli superiori cu 7—12 molecule de carbon.

7. *Metoda de spălare a sării*

În U.R.S.S. s-a încercat, pentru sarea impură extrasă din lacuri şi uscată, procedeul de spălare în curenţi de saramură şi apă dulce.

S-a urmărit prin aceasta îndepărtarea componenţilor insolubili, în special argila, cît şi reducerea la maximum a componenţilor solubili (cloruri de calciu şi magneziu).

Procedeul este interesant şi nu exclude posibilitatea aplicării lui şi în cazul sării geme măcinate, cu un conţinut mai redus de impurităţi (2—4%).

Pentru experimentarea metodei s-a utilizat schema din figura 6.

Sarea brută, cu o granulaţie cuprinsă între 0 şi 30 mm, trece în buncărul *1* de alimentare a valţurilor prin orificiul *17* (de reglare a cantităţii de sare) pe transportorul *2*, care o duce la valţurile *3*. În timpul cît valţurile lucrează, sarea este stropită cu saramură saturată decantată, prin duşurile *14*, care au un robinet de reglaj al cantităţii de saramură.

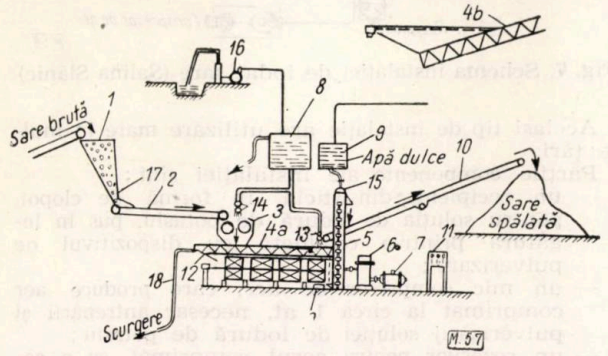


Fig. 6. Schema unei instalaţii experimentale de spălare a sării :

1 — buncăr ; *2* — transportor cu bandă ; *3* — valţuri ; *4 a* — şnec de spălare ; *4 b* — forma optimă a şnecului ; *5* — elevator cu cupe ; *6* — reductor ; *7* — electromotor ; *8* — rezervor pentru saramură ; *9* — rezervor pentru apă dulce ; *10* — transportor cu bandă ; *11* — tablou de comandă ; *12* — deversor ; *13, 14, 15* — duş cu robinet ; *16* — pompă centrifugă ; *17* — şibăr ; *18, 19* — conducte de scurgere.

Sarea măcinată de valţuri, care are puţin praf (numai 5,6% material cu granulaţia 0—0,8 mm), cade în jgheabul şnecului orizontal de spălare *4*, care este plin cu saramură curată provenită în cea mai mare parte din duşul *13*. Prin învîrtirea şnecului în jgheab, sarea se amestecă bine şi, deplasîndu-se în direcţia elevatorului *5*, se spală de reziduul insolubil şi se separă şi de unii componenţi solubili în saramură. Reziduul insolubil, în suspensie, trece prin deversorul *12*, care serveşte pentru captarea sării mărunte, şi este evacuat prin conducta de scurgere *18*. Cu ajutorul elevatorului *5*, sarea spălată este ridicată din jgheabul şnecului şi, în drum, este stropită cu apă dulce pentru a fi spălată de sărurile mai solubile decît sarea — în special clorurile de calciu şi magneziu — şi cade pe transportorul cu bandă *10*, de unde se depozitează în grămezi. Alimentarea cu apă dulce se face din rezervorul cu robinet *9* şi duşul *15*.

Problemele care se pun la o astfel de instalaţie, în funcţie de conţinutul chimic al materialului brut, sînt :

a) raportul care trebuie să existe între cantitatea de sare ce trebuie spălată şi cantitatea de saramură *(S/L)* ;

b) timpul necesar de amestec al sării cu saramura;

c) condiţiile ce trebuie îndeplinite de saramură ;

d) cantitatea pierderilor de sare inerente.

Raportul *S/L* a fost la început de 2,5—3 şi apoi s-a micşorat la 1—2 ; timpul de contact s-a micşorat de la 5—10 min la 1—2 min.

Pierderile de sare au fost de 5—7%. Pentru obţinerea acestor rezultate au fost experimentate şi perfecţionate diferite tipuri de şnecuri de spălat sarea, stabilindu-se regimul optim de lucru (unghiul de înclinare şi numărul de ture), cea mai eficientă concentraţie a saramurii şi productivitatea aparatului.

Suprafaţa şi viteza şnecului trebuie să fie astfel alese, încît să uşureze numai separarea şi aducerea la suprafaţă a reziduului insolubil.

S-a stabilit că există o dependenţă între cantitatea de sare antrenată, pe de o parte, şi viteza de rotaţie a şnecului (intensitatea amestecării), conţinutul de fracţiuni mici în sare, viteza liniară a saramurii în albia şnecului şi distanţa de la capătul şnecului pînă la deversor, pe de altă parte. Această dependenţă poate fi exprimată astfel :

$$I = f\ (s.\ c.\ v\ \frac{1}{l}),$$

în care :

I reprezintă cantitatea de sare antrenată ;

s — viteza de rotaţie a şnecului ;

c — conţinutul de fracţiuni mici în sarea spălată ;

v — viteza apei sărate în albia şnecului ;

l — distanţa de la capătul şnecului pînă la deversorul vasului de spălare a sării.

Metoda de reducere a impurităţilor din sare prin spălare merită atenţie, ea fiind simplă şi economică.

Ceea ce trebuie remarcat însă este faptul că, la metodele de preparare prin flotaţie, mediu dens sau spălare, preţul de cost al sării s-ar ridica mult prin operaţiile de uscare ulterioară a produselor, făcînd prin aceasta să fie mai scumpe decît celelalte metode de preparare mecanică.

8. Prepararea prin elasticitate

S-a mai încercat în R.F. Germană, în fază de laborator, prepararea sării impure prin elasticitate.

S-a plecat de la duritatea Brinell, care este diferită : sarea — 2, nisipul — 5,2, argila — 1—1,6. Fenomenul se bazează pe legea ciocnirii corpurilor elastice.

Nu se cunosc însă amănunte în legătură cu aceste cercetări.

În ceea ce priveşte metodele de preparare mecanică a sării impure descrise trebuie să subliniem că ele, indiferent de tehnologia aplicată, duc la un preţ de cost mult mai mic decît procedeele de extragere a sării prin evaporare, care din punct de vedere tehnic constituie soluţia cea mai bună. Într-adevăr, dacă luăm în considerare preţul de cost pe tonă obţinut la Salina Cacica numai pentru procesul de evaporare şi uscare, constatăm că este de circa 14 ori mai mare decît preţul mediu de preparare pe tonă a unui minereu complex (concentrate de plumb şi zinc) şi cu circa 10% mai mare decît preţul mediu de prelucrare pe tonă a caolinului spălat de la Harghita.

Desigur că această comparaţie este numai orientativă, deoarece preţul de cost al sării obţinute prin evaporare în instalaţiile moderne este mult mai mic decît cel obţinut azi la Cacica. De asemenea, procesul de preparare mecanică a sării impure poate fi mult diferit şi mai simplu decît procesul de preparare a minereurilor complexe sau a caolinului spălat. Am dorit numai să ilustrăm că prepararea sării prin metode mecanice, indiferent de metodă, este mult mai avantajoasă din punct de vedere economic decît obţinerea sării prin evaporare şi este de preferat înaintea acesteia atunci cînd şi condiţiile tehnice pot fi realizate.

Probleme cu caracter special privind prepararea sării

1. Brichetarea

Brichetarea sării este necesară atunci cînd sarea se exportă în ţările cu climă caldă şi umedă (tropicale) sau pentru a fi utilizată de animale, în care caz se pot introduce în brichete şi unele medicamente, rezultînd aşa-numita „sare agrozootehnică", şi cînd se poate utiliza chiar o sare mai impură.

În timpul celor două războaie mondiale, sarea brichetată a fost folosită de unele ţări pentru consumul alimentar necesar trupelor.

În vederea brichetării se foloseşte sarea măcinată, fără liant, cu granulaţia 0—2 mm, fiind admisă şi o oarecare umiditate (pînă la 2,5%). La brichetare, praful de sare (0—0,2 mm) îşi găseşte o bună utilizare şi, în cantitatea de 25%, face să se obţină brichete cu o rezistenţă mai bună la eforturi mecanice.

Ţările tropicale, care exploatează sare marină, s-au ocupat continuu de problema brichetării sării, însă au întîmpinat dificultăţi datorită apei de cristalizare şi de adeziune a acestei sări, ceea ce a reclamat prese foarte puternice.

Brichetele de sare au forme de prisme, de la mărimea unei pastile pînă la greutatea de 15 kg. Cele mai răspîndite sînt brichetele de 5 kg, cu dimensiunile 250 × 120 × 85 mm, şi brichetele de 1 kg, cu dimensiunile de 75 × 75 × 150 mm.

La noi în ţară există o singură instalaţie veche de brichetare pentru obţinerea brichetelor de 5 kg, la Salina Cacica (transferată de la Salina Ocna-Dej), unde funcţionează pentru obţinerea brichetelor cu fenotiazină (medicament pentru animale).

Presele de brichetare sînt acţionate hidraulic şi folosesc presiuni de 200—1 600 kgf/cm^2. Presiunea lichidului necesar în presă este obţinută cu ajutorul unei pompe cu piston acţionată electric. Capacitatea unei prese este de 1—3 t/h.

La instalaţiile mai noi se folosesc pentru operaţia de dozare a sării la brichetare cîntare automate, dirijate electromagnetic.

După brichetare, brichetele sînt supuse uscării. În unele ţări se folosesc în acest scop canale de uscare, prin care se suflă aer cald la 150°C, în care sînt ţinute brichetele timp de trei ore (Austria). În alte ţări se folosesc etuve speciale încălzite electric.

În timpul brichetării şi uscării, brichetele nu trebuie să se întărească prea mult (să se pietrifice).

Cele mai mici pot fi împachetate în hîrtie specială, ceea ce le face mai rezistente la transporturi şi depozitare în climă umedă.

Transportarea lor se face în vagoane acoperite, în vrac (unele peste altele).

2. Iodarea sării

În multe ţări, pentru a preveni maladiile glandei tiroide, şi în special „guşa endemică", se adaugă în sarea de bucătărie, de granulaţie fină, iodură de potasiu (IK) sau iodură de sodiu (INa), în cantitate de la cîteva mg pînă la cîteva zeci de mg la 1 kg de sare.

Medicamentul se adaugă, de obicei, sub formă de soluţie apoasă.

Introducerea soluţiei se face prin stropirea sării, aflată pe o bandă de transport în mişcare, într-un strat uniform ca grosime şi lăţime, deplasat cu o viteză strict determinată pentru a avea un debit constant, care trece prin faţa dispozitivului de stropire.

Instalaţia cea mai potrivită folosită în acest scop în ţara noastră este cea de la Salina Slănic (fig. 7).

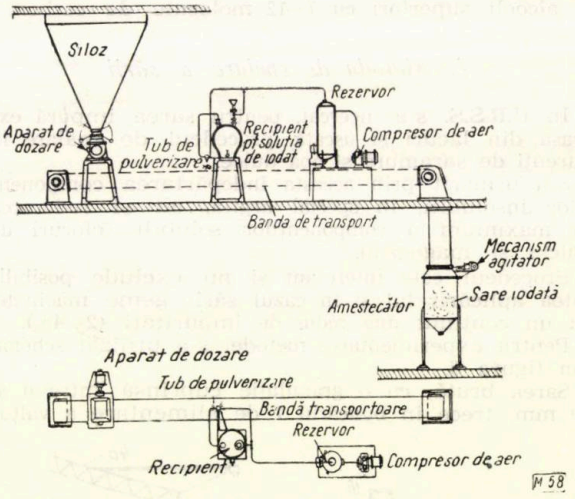


Fig. 7. Schema instalaţiei de iodat sare (Salina Slănic).

Acelaşi tip de instalaţie are utilizare mare în multe ţări.

Părţile componente ale instalaţiei sînt :

— un recipient, din sticlă, în formă de clopot, pentru soluţia de iodură de potasiu, pus în legătură printr-o conductă cu dispozitivul de pulverizare ;
— un mic compresor de aer, care produce aer comprimat la circa 1 at, necesar antrenării şi pulverizării soluţiei de iodură de potasiu ;
— un rezervor pentru aerul comprimat, cu o capacitate de circa 0,2 m^3 ;
— o bandă de cauciuc pentru transportul sării, cu o lungime de 10 m şi o lăţime de 0,4 m, pe care se face pulverizarea soluţiei de iodură ;
— un siloz de alimentare cu sare, prevăzut cu un dispozitiv de dozare pentru reglarea debitului pe bandă ;

— un siloz cu dispozitiv amestecător pentru sarea iodată, care are de scop uniformizarea conținutului de IK în masa sării.

Iodarea sării este legiferată în țara noastră prin HCM 1056/1962, prin care se prevede un conținut de IK în sarea iodată, la locul de consum, de 20 mg/kg.

În alte țări, conținutul de IK în sarea iodată este mai mic: R.P. Polonă — 8 mg/kg, U.R.S.S. — 10—15 mg/kg.

Pentru iodarea sării se mai folosesc și alte tipuri de instalații, unele asemănătoare cu malaxoarele, altele de tipul amestecătoarelor cu șnec.

În cazul sării obținute prin evaporare se mai face iodarea în timpul operației de uscare mecanică, în centrifugă.

În U.R.S.S. se folosește și procedeul de iodare pe cale uscată, care constă în amestecarea sării cu un concentrat de iodură de potasiu, format din sare gemă cu un conținut de IK de 100 ori mai mare decît prevede norma stabilită. Amestecarea acestui concentrat cu sare măcinată se face în amestecătoare centrifugale și amestecătoare în cascadă. Primele sînt construite dintr-o carcasă în care se rotește un ax, pe care sînt fixate două discuri suprapuse.

Concentratul și sarea sînt alimentate în mod uniform din două buncăre separate, așezate deasupra primului disc. Datorită forței centrifuge, concentratul și sarea, care cad pe primul disc, sînt împinse la periferia acestuia, de unde cad pe al doilea, printr-un con de dirijare, continuîndu-se în acest fel amestecarea.

Amestecătorul în cascadă este mai simplu și nu consumă energie: sarea și concentratul curg liber într-un jgheab vertical cu șicane în zig-zag, înclinate cu un unghi de circa 40°, mai mare decît taluzul natural al sării măcinate. Cele două produse se amestecă schimbîndu-și des direcția de curgere, prin partea de jos ieșind un produs omogen.

Procedeul de iodare pe cale uscată are dezavantajul că necesită în plus operația de preparare a concentratului de iodură de potasiu, care se face în vase separate.

Procedeul este recomandabil în timpul iernii, cînd în unele instalații iodura de potasiu apoasă îngheață.

Ceea ce are importanță în iodarea sării nu este atît procedeul sau instalația folosită, ci mai cu seamă menținerea conținutului inițial de IK în sare, sau stabilizarea iodurii de potasiu.

După cum s-a constatat, iodura de potasiu cu timpul se descompune în contact cu oxidul din aer, formîndu-se iodat de potasiu, care reacționează propriu-zis cu iodura, punînd în libertate iod.

Stabilitatea iodurii de potasiu scade și mai mult, în special în prezența umidității și a diferitelor substanțe din sare care acționează ca oxidanți.

În ultimii ani s-a studiat în unele țări, printre care și U.R.S.S., stabilitatea iodurii de potasiu și s-au încercat multe substanțe, care, după părerea cercetătorilor, trebuiau să aibă o acțiune stabilizantă asupra iodurii de potasiu la depozitare îndelungată; o metodă standard, însă, nu s-a stabilit.

S-a ajuns la următoarele concluzii: stabilitatea IK depinde de natura sării (gemă, marină sau de evaporator), de calitatea ei (conținutul în substanțe însoțitoare). Stabilitatea IK mai depinde de condițiile de depozitare, în care caz au influență umiditatea și pH-ul sării propriu-zis, umiditatea și temperatura depozitului, acțiunea luminii, materialul și volumul ambalajului sării iodate.

Substanțele care se pot adăuga și care micșorează pierderile de iod în sare, denumite stabilizatori, sînt: carbonații de Na, Ca și Mg (adaos 0,2—1%), bicarbonatul de Na, fosfatul de Ca și Na (adaos 0,5—1%), cărbunele activ și tiosulfatul de Na.

După datele din literatura de specialitate, orice sare iodată este mai stabilă într-o atmosferă cu o umiditate relativă a aerului de maximum 50%.

O sare iodată este mai stabilă cînd are o reacție alcalină, și nu acidă sau neutră.

Materialele de ambalaj absorb iodul; de aceea se recomandă cutii sau saci impregnați cu ceară sau cu bitum.

Cercetătorii sovietici au stabilit că cel mai bun stabilizator al sării iodate este tiosulfatul de Na, amestecat direct cu iodură de potasiu într-o proporție de 1% din cantitatea de IK sau 0,00001% din greutatea sării iodate. În acest caz se poate păstra conținutul de IK timp de 6 luni, în timp ce fără stabilizatori IK se pierde în 2—3 luni.

Concluzii privind prepararea mecanică a sării în R.P.R.

Pînă în prezent, în țara noastră s-a acordat o atenție mai mare problemelor de dimensionare a salinelor și metodelor de exploatare a sării, domenii în care regretatul profesor Mihail Stamatiu a adus contribuții remarcabile. Metodele de preparare a materialului brut extras au fost mai puțin cercetate, ceea ce a făcut să rămînem mult mai în urmă, din acest punct de vedere, față de alte țări.

Se știe că țara noastră este foarte bogată în zăcăminte de sare gemă. Se cunosc aproape 300 de masive de sare și peste 2 000 de izvoare sărate. Rezervele de sare omologate de Comitetul geologic se ridică la mai multe miliarde de tone.

Desigur că nu toate masivele sînt complet explorate, însă se poate afirma că multe zăcăminte conțin sare pură, și totuși exploatăm astăzi ca sare comestibilă numai două zăcăminte cu sare pură, unul cu sare de calitate medie și patru cu sare impură.

Raportul între producția totală de sare solidă și rezerve este foarte mic în comparație cu alte țări din Europa.

Pentru a avea un anumit nivel de producție la salinele cu sare impură, corespunzător rentabilității lor, este necesar a se afecta acestora o suprafață mare din teritoriul țării pentru aprovizionarea cu sare, obligînd într-un fel oarecare populația din aceste zone să consume fără condiții produsul livrat (ne referim în special la produsele 0—2 mm și 0—4 mm livrate în vrac sau în saci).

De multe ori industria refuză producția acestor saline, și îndeosebi industria clorului, care folosește clorura de sodiu pentru electroliză (procedeul celulelor cu diafragmă).

Situația aceasta demonstrează că perspectivele de dezvoltare a exploatărilor de sare din țara noastră sînt diferite și legate în primul rînd de tehnologia de preparare, respectiv de conținutul chimic al produselor ce se pot obține.

Introducerea exploatării sării în soluție, pentru nevoile industriale, la unele saline cu sare impură, a schimbat într-adevăr aspectul economic al acestora, dar a făcut în același timp să se piardă din vedere problemele tehnice de preparare a sării solide.

La salinele cu sare pură, problemele de preparare privesc numai granulometria produselor, iar la cele cu sare impură, pe lîngă granulometrie, apar cu importanță mare și probleme de conținut chimic.

Cercetarea și rezolvarea ambelor serii de probleme au o importanță tehnică și economică extrem de mare pentru viitorul salinelor noastre și pentru punerea în valoare a unor noi rezerve de sare.

Granulometria apare, după cum am văzut, sub două aspecte mai importante, care privesc: primul — mărirea capacității de recuperare a sorturilor superioare de sare, și al doilea — reducerea la minimum a prafului (0—0,2 mm) și eliminarea lui din produsele comestibile.

Nici una dintre instalațiile azi în funcțiune nu rezolvă aceste aspecte. De aceea este necesar a se

studia înlocuirea actualelor mașini de sfărîmare cu altele, care pot da granulațiile cerute în cantități suficiente și fără praf.

Din acest punct de vedere merită multă atenție morile cu ciocnire.

Acestea trebuie studiate în primul rînd pentru sfărîmarea sării impure, datorită caracterului lor de a permite o selectivitate în măcinare prin care se poate recupera o anumită cantitate de sare curată.

Considerăm că salinele Ocnele-Mari, Praid și Ocna-Mureș sînt interesate în adoptarea acestor mori.

În ceea ce privește separarea prafului este necesar să se introducă, după măcinarea secundară, clasoare pneumatice cu ventilator, care au fost experimentate în instalațiile din alte țări, obținîndu-se rezultate foarte bune, avînd ca efect, în același timp, și mărirea importantă a capacității de producție.

Separarea pneumatică a prafului are caracter urgent și va trebui introdusă în toate instalațiile de măcinare și sortare a sării de la noi.

Industria consumatoare de sare din țara noastră trebuie obișnuită cu livrarea unor produse care să conțină mai mult praf decît sorturile de sare comestibilă.

Introducerea separatorului pneumatic în instalațiile de preparare a sării va mări în mod incontestabil și randamentul ciururilor vibrante cu ochiuri de 2, 1, 0,6 și 0,3 mm.

Referitor la cernere, se recomandă introducerea și în instalațiile noastre a ciururilor oscilante cu rezonanță, care, pe lîngă un randament bun, au și un consum redus de energie. Problema aceasta interesează toate salinele, dar în special pe cele de la Slănic, Ocna-Dej și Tg.-Ocna.

Schimbarea instalațiilor de cernere s-ar putea face imediat sau pe măsura uzării celor existente, condiție care, de altfel, este îndeplinită de majoritatea instalațiilor actuale.

În prepararea sării iodate va trebui încercați și introduși stabilizatori de IK, pentru a se putea respecta conținutul de IK prescris de Ministerul Sănătății.

În privința metodelor noi de preparare a sării impure, este necesar ca ICEMIN să efectueze cercetări, să stabilească scheme și să urmărească în același timp și rezultatele din alte țări.

Se poate prevedea că se va ajunge la concluzii tehnico-economice interesante, care vor da posibilitatea ca într-un timp relativ scurt să se schimbe tehnologiile de preparare la salinele Ocnele-Mari, Praid și Ocna-Mureș.

Pentru dezvoltarea Salinei Praid, care în momentul de față exploatează numai sare solidă, schimbarea tehnologiei de preparare are o importanță deosebită.

Studiile și cercetările trebuie efectuate pentru fiecare zăcămînt exploatat de salinele de mai sus, cît și pentru sarea pămîntoasă rezultată din exploatarea celorlalte zăcăminte, cu sare pură.

Prepararea sării prin topire, în cuptoare de capacitate mică, asemănătoare cu cele utilizate în Franța, ar putea avea aplicare și în cazul unora dintre zăcămintele noastre.

După epuizarea rezervelor actuale deschise de sare impură, s-ar putea stabili ca un principiu de viitor exploatarea, pentru nevoile de sare solidă comestibilă, numai a zăcămintelor cu conținut ridicat de NaCl (98—99,9%), în timp ce cele cu conținut mai scăzut de NaCl să fie valorificate, printr-o preparare adecvată, pentru nevoi industriale.

Prin realizarea acestor măsuri se poate îmbunătăți tehnologia de preparare mecanică a sării în țara noastră și se poate ridica tehnicitatea instalațiilor la nivelul instalațiilor noi, construite recent în alte țări, creîndu-se posibilități noi de dezvoltare pentru salinele noastre și de valorificare a noi rezerve de sare.

Bibliografie

[1] Schmidt, M. *Technologie der Steinsalzaufbereitung* (cap. I). Halle, 1951.

[2] Spackeler, *Curs de exploatarea sărurilor de potasiu și a sării geme* (traducere din limba germană). I.D.T., 1958, (partea II), cap. 14.

[3] Charuit, M. P. *La technique du sel et la production salinière.* În: Bulletin de l'Association Française des Chimistes des Industries du Cuir, nr. 7, 1958.

[4] Vanci, Gh. *Referat A.S.I.T. privind problemele de preparare a sării geme, ținut în cadrul Conferinței A.S.I.T.*, Slănic, 1956.

[5] *** *Perfecționarea proceselor de producție în industria sării geme.* Institutul unional de cercetări științifice al industriei sării (VSNII). I.D.T., 1958.

[6] *** *Mines de potasse, de sel gemme et de pyrite.* În: Annales des mines nr. 7—8, 1960.

[7] *** *Metodă pentru prepararea electrostatică a sărurilor de potasiu.* În: Erzmetall nr. 10, 1959.

[8] Huber-Panu, I. *Prepararea minereurilor și a cărbunilor.* Manualul inginerului de mine, vol. VI.

[9] Petkov, N., Roman, V. și Bordeianu, D. *Electroliza clorurii de sodiu,* Editura tehnică, 1959.

Zăcămintele de azbest din Banat

I

Geolog Mircea Trifulescu

Este cunoscută calitatea de izolant termic, electric şi chimic pe care o prezintă mineralele azbestifere în industria electrotehnică, în aceea a materialelor refractare sau de azbociment, cît şi în industria textilă, pentru echipamente necesare în siderurgie şi contra incendiilor.

Principalele produse azbestifere sînt : ţesături incombustibile, cabluri, cartoane azbestifere, plăci şi tuburi de azbociment, garnituri, cărămizi refractare etc.

În ţara noastră, pînă în 1956, întreaga literatură geologică, inclusiv lucrările inedite, nu prezenta decît menţiuni izolate şi tangenţiale asupra unor iviri de fibre azbestifere, din care unele, în mod practic, se şi exploatau (perimetrele mai bogate şi cunoscute cum sînt acelea din D. Potcoava şi V. Puşcarschi). Asemenea menţiuni apar în lucrările lui Mircea Savul [14], C. Gheorghiu [9], V. Ianovici [11] şi alţii.

Paralel cu dezvoltarea industriei s-au iniţiat şi cercetări pentru identificarea unor resurse de materie primă în vederea producerii articolelor industriale azbestifere.

Rezultatul practic şi teoretic al acestor lucrări de teren şi de laborator a fost concretizat sub forma mai multor comunicări ştiinţifice.

După cum se vede din figura 1, zăcămintele care formează obiectul acestui articol sînt situate în Munţii Almajului, începînd de la Dunăre şi răspîndindu-se pînă la sud de bazinul neogen al Nerei. Din punct de vedere geologic, acestea sînt cantonate în flancul vestic al marelui „lopolit ultrabazic", antecarbonifer, existent în cristalinul acestor munţi [18, 20], cît şi în partea lui sudică.

Minerale azbestifere

Observaţiile de teren şi de laborator au condus la identificarea a două tipuri mineralogice de fibre azbestifere, care prezintă proprietăţi şi caracteristici distincte cît şi utilizări relativ diferite.

1. *Azbestul serpentinic*

Dintre mineralele serpentinice, singurul care poate prezenta „habitus fibros" şi flexibilitate deosebită este numai crizotilul. Dar prin azbest serpentinic trebuie să înţelegem numai fibrele de crizotil „filonian" [21], diferit de „crizotilul reticular", cunoscut ca mineral component al serpentinitelor, de care se deosebeşte atît genetic cît şi ca mod de ocurenţă.

Din punct de vedere chimic şi mineralogic, acest mineral este un filosilicat magnezian monoclinic, puternic hidratat, care, după A. Schüller [15], are următoarea formulă chimică: $Mg_6\ [(OH)_6Si_4O_{11}].H_2O$,

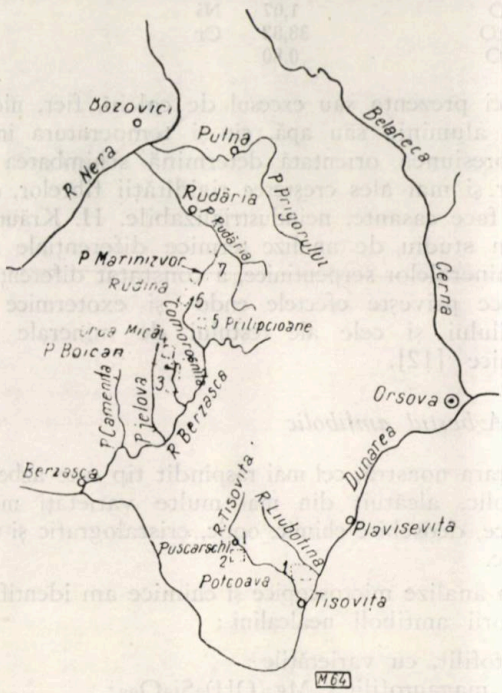


Fig. 1. Răspîndirea zonelor azbestifere din Banat.

după Winchell : $Mg_3(OH)_4Si_2O_5$, iar după Turner şi Sobolev [22, 16]: $H_4Mg_3Si_2O_9$.

Studiile făcute de Bates, Sant, Hink (1950), Nell şi Chirches (1951) [13], Nagy şi Bates (1952), Zusman (1953—1954) [23], cu ajutorul microscopului electronic, au arătat că acest tip de azbest are o structură reticulară dispusă sub forma unor tuburi perfecte, rezultată probabil din rularea unor lamele de antigorit.

Crizotilul are contur idiomorf, habitusul filamentos, cu lungimi de 0,05—3 cm şi grosimi între 0,0005 şi 0,003 mm. Macroscopic, are culori care variază de la alb mătăsos pînă la auriu sau verde mătăsos, sau chiar brun, în funcţie de oxizii metalici predominanţi. Greutatea specifică este de 2,36—2,5 şi mineralul reacţionează uşor cu HCl. Fibrele tubulare [23] se descuamează uşor, chiar şi manual. Totuşi, uneori descuamarea este îngreuiată sau de-

vine imposibilă din cauza accidentalei rigidități a unor fibre, astfel încît acestea sînt inflexibile și deci improprii industrializării textile.

Variațiile în proprietățile fizice ale mineralului au fost considerate de Cirkel, Diller, Keep, Sobolev și Tatarianov [16], Bateman [2], Segni, Cooke [6], Shuts, Beckwith [3] și Winchell ca efecte ale variațiilor ce apar în compoziția chimică sau în factorii fizici existenți la formarea acestora. Dăm mai jos analiza chimică * a unei probe de crizotil din D. Potcoava (Liubotina) :

	%		%
SiO_2	38,6	Na_2O	2,41
Al_2O_3	0,74	K_2O	0,22
Fe_2O_3	6,48	H_2O total	10,87
FeO	1,07	Ni	0,16
MgO	38,83	Cr	0,26
CaO	0,80		

Deci prezența sau excesul de calciu, fier, nichel, crom, aluminiu sau apă, cît și temperatura înaltă sau presiunea orientată determină schimbarea culorilor și mai ales creșterea rigidității fibrelor, ceea ce le face casante, neindustrializabile. H. Kräutner, într-un studiu de analize termice diferențiale asupra mineralelor serpentinice, a constatat diferențe în ceea ce privește efectele endo- și exotermice ale crizotilului și cele ale restului de minerale serpentinice [12].

2. *Azbestul amfibolic*

În țara noastră, cel mai răspîndit tip este azbestul amfibolic, alcătuit din mai multe varietăți mineralogice, deosebite chimic, optic, cristalografic și tehnologic.

Prin analize microscopice și chimice am identificat următorii amfiboli nealcalini :

— antofilit, cu varietățile :
magantofilit : $Mg_7(OH)_2Si_8O_{22}$;
gedrit : $(Mg,Fe)_5Al_2(OH)_2Si_6Al_2O_{22}$;
amozit : $Fe_7(OH)_2Si_8O_{22}$;

— actinot, cu varietatea bysollit :
$Ca_2(Mg,Fe)_5(OH)_2Si_8O_{22}$;

— tremolit : $Ca_2Mg_5(OH)_2Si_8O_{22}$.

a) Magantofilitul, amfibol ortorombic, frecvent în majoritatea zăcămintelor, are o culoare albă-cenușie, habitus tipic fibros-filamentos, pîslos, adesea segmentat, rareori fiind însoțit de pelicule de limonit. Are clivaj perfect după (110) $N_p = 1{,}59$ și $N_g = 1{,}66$.

Dintre toți amfibolii azbestiferi, este cel mai flexibil și cu fibra cea mai fină. În secțiuni subțiri este incolor, cu birefrigență de ordinul II, între 0,013 și 0,020, verde-gălbui după N_g și portocaliu-roșu după N_p; semnul optic este pozitiv, mineralul fiind biax, cu $2V$ mare, iar extincția este dreaptă. Fibrele de magantofilit sînt preponderente în filoanele de azbest amfibolic, unde sînt dispuse paralel, alcătuind fascicule, în timp ce în aureolele de contact constituie doar un component paragenetic cu dispoziție de fascicule stelate sau divergente. Dăm mai jos analizele chimice pentru varietățile de antofilit * :

	Gedrit ± tremolit Zăcămîntul Urda-Mică	Magantofilit ± actinot Zăcămîntul Boican	Amozit ± magantofilit Zăcămîntul Marinizvorul
Si_2O	52,20	47,31	37,55
Al_2O_3	7,28	0,28	1,50
Fe_2O_3	11,31	4,13	9,20
MgO	20,91	26,92	37,00
CaO	3,96	8,89	1,60
Na_2O	0,58	0,31	1,30
K_2O	0,26	lipsă	0,23
TiO_3	urme	lipsă	lipsă
Ni	0,23	lipsă	0,19
Cr	lipsă	0,10	lipsă
H_2O(—105°C)	0,18	2,18	0,75
Pierdere prin calcinare	3,74	—	11,10

b) Gedritul este tot un antofilit, care diferă de magantofilit prin prezența în compoziția sa atît a fierului, cît mai ales a aluminiului. Cristalografic se distinge prin fibre mai casante și mai lungi decît la varietatea descrisă mai sus, avînd un clivaj după (110), cu unghiul de 134° 48′. Are culori de la cenușiu pînă la verzui-brun. Refrigența este mai ridicată ($N_g = 1{,}74$), extincția variază între 1 și 9°, iar semnul optic este negativ. Este prezent în filoane și mai rar în aureole de contact.

c) Amozitul sau feroantofilitul cristalizează rombic, în prisme aciculare, dar frecvent în fibre, deosebindu-se de magantofilit și gedrit prin compoziția sa chimică bogată în Fe (vezi analizele chimice de mai sus) și prin absența atît a aluminiului cît și a magneziului, care aparțin cristalelor celorlalte varietăți de antofilit fibroase, asociate cu el în cadrul filoanelor. Refrigența este mai mică de 1,64 după N_p și mai mică de 1,74 după N_g, iar greutatea specifică este 3,2 față de 2,857 la varietățile bogate în Mg și Al.

Prin alterație, amozitul devine bogat în limonit, care se concentrează pe suprafețele fibrelor, pe planele de clivaj sau pe capetele segmentelor de cristale, devenind puțin mai friabil. El apare adesea asociat cu magantofilitul și frecvent cu gedritul și actinotul.

d) Actinotul, amfibol calcic monoclinic, are habitus prismatic acicular, dimensiuni diferite de ale amfibolilor rombici, culoare verde-cenușie, cu tente pleocroice (în secțiuni subțiri) pînă la verde-slab gălbui. Extincția este între 12 și 15°, refrigența de 1,65 după N_g. Culorile de birefrigență — de ordinul I și II, sem optic negativ și $2V$=78°.

Este un mineral mai puțin flexibil, din cauza rigidității produse de prezența calciului și fierului din compoziția sa, fiind frecvent întîlnit în paragenezele

* Chimist ing. Gheorghe Lahovary.

* Chimist Fl. Șoimaru, chimist L. Anghel și chimist Gr. Racu.

azbestifere din aureolele de contact, sub formă de agregate stelate, dar destul de rar în cadrul filoanelor.

În unele cuiburi, actinotul apare în snopi de fibre fine, dispuse în evantai, avînd dimensiuni

Fig. 2. Cuib de actinot (varietate bysollit), asociat cu tremolit, în zăcămîntul Prilipcioane.

apropiate de ale antofilitului și fiind asociat frecvent cu tremolitul și talcul.

e) Tremolitul, tot un amfibol calcic monoclinic, dar cu un conținut slab în fier și bogat în magneziu, este cenușiu - slab verzui, sau chiar verde, cu luciu adamantin, cu clivaj perfect după (110), unghiul dintre fețele de clivaj fiind de 124°. Extincția este de 15—18°. Cristalele aciculare constituie adesea baghete rigide, care numai pe măsura dezvoltării habitusului fibros ajung să capete oarecare elasticitate. Birefrigența este variabilă între 0,022 și 0,032, alungirea și semnul optic sînt negative, iar $2V$ este peste 80°. Acest mineral este rar întîlnit în filoane de azbest, în schimb este frecvent în aureolele de contact ale acestora cu rocile acide, mai ales cînd acestea străbat gramatitele sau serpentinitele apoperidotitice.

Repartiția tipurilor de azbest

Cele două tipuri nu sînt uniform răspîndite și nici nu coexistă decît excepțional.

Astfel, azbestul serpentinic este predominant în special în partea de sud a Munților Almajului, unde Dunărea a erodat masivul de roci ultrabazice între localitățile Tișovița și Plavișevița, constituind zăcămintele : Potcoava și Pușcarschi. El mai apare în zăcămîntul Marinizvorul și cu totul accidental în zăcămîntul Boican.

Azbestul amfibolic, dimpotrivă, este absent la nivelele mai profunde ale lopolitului ultrabazic, adică la Dunăre. El apare însă frecvent în zona periferică superioară a flancului de est al acestui lopolit, între Plavișevița și Cherbelezu, și mai ales în flancul vestic al lopolitului între Debeli-Lug, Rudăria și Putna, și anume în zăcămintele Boican, Urda-Mică, Prilipcioane, Rudina, Comorojnița și Marinizvorul.

Paragenezele azbestifere

Fibrele azbestifere nu diferă numai mineralogic și prin răspîndire, ci și paragenetic.

De exemplu, crizotilul apare în următoarele parageneze caracteristice :

I. Crizotil ± oxizi de fier, pentru centrul filoanelor.

II. Antigorit ± olivină + crizotil reticular + + picrolit + crizotil filonian ± serpofit ± oxizi de fier, în zonele marginale ale filoanelor, la contact cu serpentinitele.

III. Crizotil ± magnezit
IV. Crizotil ± talc ± calcit

} în zonele hidrotermalizate, cu aport de SiO_2, CO_2, CaO

Cea mai frecventă este prima parageneză, reprezentînd filoane de crizotil, printre fibrele cărora sînt diseminate pulberi de oxizi de fier (magnetit și hematit), sau mai ales pe liniile de sutură dintre capetele fibrelor și pereții rocii-gazde.

Antigoritul, care apare în parageneza a doua, este antrenat de soluții, dar este străpuns de fibrele de crizotil în creștere.

Serpofitul și picrolitul sînt minerale care indică, pe lîngă o circulație a soluțiilor pe fisuri, care au precipitat sub formă de crizotil, o acțiune hidrotermică a acestor soluții și asupra pereților rocii-gazde, transformîndu-i într-un gel serpentinic sub forma serpofitului (mineral amorf), sau a picrolitului, cînd gelul a tins să se cristalizeze, reprezentînd stadiul de trecere de la serpofit la crizotilul filonian. Acesta este cazul clasic, însă uneori această asociație este însoțită sau nu de unul dintre mineralele geligene.

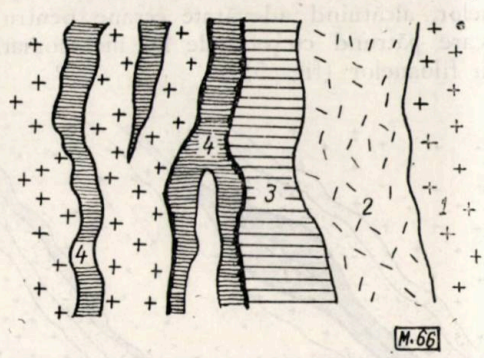


Fig. 3. Parageneze serpentinit *(1)* + serpofit *(2)* + picrolit *(3)* + crizotil *(4)* din zăcămîntul Potcoava.

De menționat este și faptul că filonașele de crizotil apar discordant atît în serpentinite apodunitice, cu structură celulară, cît și în dunitele și peridotitele slab serpentinizate, uneori tipic olivinice.

Azbestul amfibolic, însă, prezintă parageneze deosebite. De exemplu :

I. Pentru centrul filoanelor bogate în azbest din zăcămintele situate în V. Boicanului și V. Marinizvorul :

magantofilit ± oxizi de fier ± talc,

II. Pentru contactele dintre filoanele de azbest și roca-gazdă din aceleași zăcăminte :

magantofilit ± gedrit + oxizi de fier ± vermiculit ± biotit + talc + antigorit + serpentinit + pegmatit.

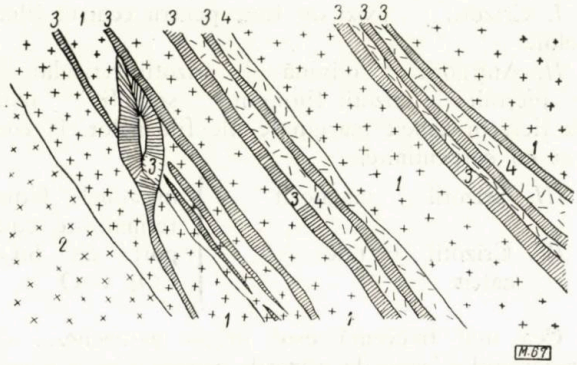


Fig. 4. Parageneza descrisă la punctul II din V. Boicanului :
1 — serpentinit ; *2* — pegmatit ; *3* — filoane de antofilit ; *4* — mice (biotit + vermiculit).

III. În zăcămintele din V. Ielovei și cele din masivul Vîrșeț — Tîlva Znamenului, care reprezintă continuarea spre nord și sud a zăcămintelor Urda-Mică și Boican :

amozit ± magantofilit + gedrit ± actinot + + talc + (antigorit și crizotil reticular) + oxizi de fier.

IV. În zăcămîntul din D. Prilipcioane este frecventă parageneza :

gedrit + amozit ± actinot ± tremolit ± hornblendă.

Din aceste exemple reiese că amfibolii fibroși sînt permanent însoțiți de talc, ca pulbere de lamele mici răspîndită între fibre, mai ales pe marginile filoanelor, alcătuind adevărate ecrane pentru soluțiile care pătrund cu efectele lor metasomatice în pereții filoanelor (fig. 5).

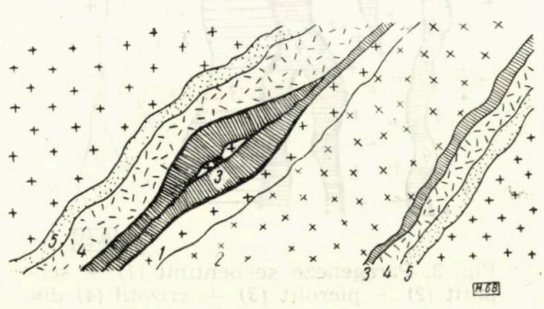


Fig. 5. Schiță de afloriment din Vf. Urda-Mică :
1 — serpentinit ; *2* — pegmatit ; *3* — azbest antofilitic ; *4* — vermiculit ; *5* — talc.

De asemenea, oxizii și hidroxizii de fier (magnetit, hematit și limonit) însoțesc paragenezele, mai ales pe liniile de sutură, ale filoanelor de azbest cu roca-gazdă, sau mai rar printre fibre. Deosebit de paragenezele crizotilului, în cele amfibolice nu apare picrolitul, dar uneori în corpurile din zăcămîntul Marinizvorul se menține serpofitul. În mod deosebit apar însă micele feromagneziene (biotitul și vermiculitul), la contactul dintre pereții filoanelor principale de azbest din zăcămîntul Boican și corpul serpentinitelor, ca rezultat al reacțiilor metasomatice dintre soluțiile care circulau și roca-gazdă (fig. 5). Numai în zăcămintele Marinizvorul apare, într-o parageneză heterogenă, atît azbest amfibolic cît și serpentinic. Explicațiile acestei paragineze vor fi prezentate în lucrarea referitoare la geneză.

În concluzie, între paragenezele celor două tipuri de azbest există diferențe mineralogice și petrografice, atît în ceea ce privește natura fibrelor azbestifere cît și a mineralelor de gangă, inclusiv între formele lor de zăcămînt și modurile de geneză.

Bibliografie

[1] Amin, S. M. și Afia, S. M. : *Petrografia antofilitului și vermiculitului.* În : Economic Geology and the Bulletin of the Society of Economic Geologists, vol. 49, mai 1954, nr. 3, p. 317.

[2] Bateman. *The formations of mineral deposits.* New York, 1951.

[3] Beckwith, R. H. *Depozitele de azbest și cromit din Wyoming.*

[4] Betehtin. *Kurs mineraloghii,* Moskva, 1951.

[5] Chatterjee, S. C. *Peridotitele din districtul Mampur, Singhbhurn, Bihar, India, și originea depozitelor azbestifere.* În : Bull. of the Geol. Society of America, vol. 66, nr. 1, 1955.

[6] Cooke, C. H. *Gîtes amiantifères de la région de Thetford (Quebec),* Rapport sommaire 1931, partie D (extraits). Ottawa, 1932.

[7] Dresser, A. *Rapport préliminaire sur la serpentine et les roches connexes de la Partie méridionale de Quebec.* Commiss, Géol. Canada, Mem. 22, Ottawa, 1914.

[8] Francis, G. *Masivul de serpentinit de la Glen Uequart- Scoția.* Am. Journ. of Science, vol. 254, 1956.

[9] Gheorghiu, C. *Fenomene de mineralizare în masivul de serpentine din Banatul de sud* (P. Iuți, Plavișevița). Rap. geol. 1948—1950. *Manuscris,* arhiva Comitetului geologic.

[10] Gheorghiu, C., Trifulescu, M. și colectiv. *Raport geologic asupra lucrărilor de prospecțiuni pentru rocile azbestifere din Banat,* vol. I. București, 1957. Manuscris, arhiva Comitetului geologic.

[11] Ianovici, V. *Iviri de azbest în R.P.R.* Natura, 1952.

[12] Kräutner, H. *Criterii de clasificare a mineralelor serpentinice cu ajutorul analizei termice diferențiale.* Studii și cercetări de geologie, tom. IV, vol. II, Ed. Acad. R.P.R., București, 1959, p. 281.

[13] Riordon, H. P. *The genesis of asbestos in ultrabasic rocks.* În : Economic Geology Journal, vol. 50, nr. 1, 1955.

[14] Savul, M. *Le métaxite de Liubotina (Banat).* În : Bul. de la Sess. Sci. de l'Acad. Roum., vol. X, 1927.

[15] Schüller, Arno. *Die Eigenschaften der Minerale.* II Teil, Berlin, 1954.

[16] Soboleff, N. D. și Tattarinoff, M. V. *Cause of Brittleness of Chrysotile-Asbestos.* În : Economic Geology, vol. XXVIII, nr. 2, 1953.

[17] Tattarinov, P. M. și Kariakin, A. E. *Zapiski Vsesoiuznovo obscestva,* Moskva, nr. 3, 1951.

[18] Trifulescu, M. *Prospecțiuni geologice pentru roci azbestifere în regiunea Urda-Mare — Debeli-Lug. (Banat).* Raport geologic, 1958. Manuscris, arhiva Comitetului geologic.

[19] Trifulescu, M., Mureşan, G. şi Mureşan, M. *Raport asupra prospecţiunilor geologice efectuate în regiunea Buchin.* Raport geologic, 1958. Manuscris, arhiva Comitetului geologic.

[20] Trifulescu, M. *Prospecţiuni geologice pentru roci azbestifere în Munţii Almajului.* Manuscris, 1959, arhiva Comitetului geologic.

[21] Trifulescu, M. şi Mureşan, M. *Azbestul serpentinic din Banat şi vestul Olteniei.* Comunicare la sesiunile ştiinţifice ale Comitetului geologic, 4.XI.1959, Bucureşti.

[22] Turner, Fr. *Evoluţia rocilor metamorfice* (traducere în limba rusă). Moscova, 1951.

[23] Zussman, J., Brindley, W. G. şi Comer, J. J. *Electron difraction studies of serpentine minerals.* În : The American Mineralogist, vol. 42, martie-aprilie 1957, nr. 3 şi 4.

[24] Young, G. A. *Esquisse géologique et ressources minérales de Canada.* Ottawa, 1910.

Note

Industria de molibden din ţările capitaliste în 1958-1960

Producţia concentratelor de molibden în cantităţi industriale a luat naştere abia la începutul secolului al XX-lea.

Într-un interval de timp relativ scurt, producţia s-a mărit în mod considerabil, ajungînd, în perioada celui de-al doilea război mondial, la un nivel de peste 30 mii t/an (1943). În cursul anului 1960, acest nivel a fost depăşit, producţia realizată totalizînd circa 34 mii t/an.

Creşterea rapidă a producţiei şi a consumului este în strictă legătură cu mărirea producţiei de oţeluri aliate şi de fontă, fabricarea aliajelor antiacide şi rezistente la temperaturi mari, precum şi cu satisfacerea altor necesităţi ale tehnicii moderne.

Rezervele geologice de molibden ale ţărilor capitaliste se evaluează la 1895 mii tone, din care circa 85% sînt concentrate în patru zăcăminte : trei dintre ele se situează pe teritoriul S.U.A. (Claymax), Jouta Cooper (Bingham şi Sanct Manuel), iar cel de-al patrulea în Chile (Ciucvikamata).

După volumul de producţie a concentratelor de molibden, pe primul loc se situează S.U.A., cu circa 85% din producţia mondială, după care urmează Chile, Canada, Norvegia şi Mexic.

Tabela 1

Producţia concentratelor de molibden în ţările capitaliste (în tone molibden)

Ţări producătoare	Anii		
	1958	1959	1960
S.U.A.	18 629	23 114	30 955
Chile	1 348	1 717	1 588
Canada	403	386	344
Japonia	310	317	365
Norvegia	218	218	246
Total (evaluare)	20 800	26 000	34 000

După cum se vede din datele prezentate în tabela 1, volumul producţiei de molibden în ţările capitaliste este determinat prin producţia S.U.A., a cărei pondere în volumul total al concentratelor de molibden atinge 90% (tabela 2).

Tabela 2

Situaţia concentratelor de molibden în S.U.A. (în tone molibden)

Specificaţie	În medie 1946 – 1950	În medie 1951 – 1955	Anii			
			1956	1957	1958	1959
Producţia	11 157	23 570	26 065	27 558	18 629	23 114
Livrări (inclusiv export)	12 381	23 880	25 912	25 920	19 200	23 407
Export	1 575	3 581	6 684	7 958	5 284	6 937
Import pentru consum	5	35	—	12	0,5	—
Consum	9 649	14 616	19 347	17 670	14 197	16 986
Stoc-rezervă la finele anului	7 949	2 858	1 325	3 217	2 560	1 848

Industria de molibden a țărilor capitaliste este monopolizată. Influență hotărîtoare în producția concentratelor de molibden au firmele americane „Claymax Molibdenum Co." și „Connecut Cooper Corp.".

Mina de minereu de la Claymax, care aparține societății „Claymax Molibdenum Co.", este cea mai mare exploatare de molibden a țărilor capitaliste. În unii ani, livrările acestor exploatări reprezentau cu 80% din livrările totale de molibden. Însă în perioada cererilor reduse de molibden, întreprinderea menționată a lucrat mult sub capacitatea ei normală și a produs mai puțin molibden decît întreprinderile care realizează producția lor în molibden sub forma unui produs auxiliar în cadrul prelucrării minereurilor cuproase sau de wolfram care conțin și molibden.

Partea cea mai însemnată a molibdenului sub formă de produs însoțitor s-a obținut în anii 1947—1948, cînd ea a fost de circa 60—65% din producția totală de molibden a anilor respectivi. În 1959, din cauza grevelor în industria de cupru, producția molibdenului însoțitor s-a redus la 9%, pe cînd producția minei Claymax a crescut la 43%.

Aproape tot concentratul de molibden produs în Chile se obține ca produs însoțitor la minele de cupru „Eli Taniente" și se exportă în cea mai mare parte în Europa occidentală.

În Canada, molibdenul se produce din molibdenită exploatată la minele de la La Corne (Quebec) și se exportă în prezent sub formă de trioxid de molibden.

Japonia posedă zăcăminte de molibden a căror rezerve sînt reduse, din care cauză producția proprie nu satisface nevoile interne, care se completează prin import.

În Norvegia, majoritatea concentratelor de molibden se produc din minereuri extrase din zăcămîntul Knaben. Aproape tot concentratul de molibden se prelucrează în oxid de molibden, care reprezintă materia primă pentru obținerea altor produse de molibden.

Oxid de molibden se produce sub diferite forme, a căror situație pe anul 1958 pentru S.U.A. se arată în tabela 3.

Oxidul de molibden tehnic are următoarea compoziție :

— molibden min. 55%
— cupru max. 1,0%
— fosfor max. 0,05%
— sulf max. 0,25%

În comerț se livrează, de asemenea, brichete de molibden, care se compun din amestecul oxidului tehnic de molibden cu carbon, care se adaugă sub formă de asfalt de huilă. Brichetele se folosesc în siderurgie. Fiecare brichetă conține 1 133 grame de molibden și are următorii componenți :

— 51,6% Mo
— 12,0% C
— 0,50% Cu
— 0,25% S
— 0,05% P

Restul se compune în special din SiO_2.

S.U.A., fiind cel mai mare producător de molibden, este în același timp și consumatorul lui principal.

Molibdenul se întrebuințează mai ales sub formă de oxid, feromolibden și molibdat de calciu. Consumul produselor de molibden în S.U.A. în 1958 s-a redus față de 1957 cu circa 19%, în special pe seama reducerii producției de feromolibden. În același timp, întrebuințarea molibdenului metalic în fabricarea proiectilelor teleghidate și a avioanelor a crescut aproape de două ori.

Siderurgia consumă cea mai mare parte a molibdenului.

Sărurile de molibden sînt întrebuințate la fabricarea vopselelor și lacurilor, precum și sub formă de catalizatori în diverse ramuri industriale.

Cu toate că consumul de molibden sub formă de metal în aliaje cu metale neferoase și pentru alte scopuri decît cele metalurgice crește, totuși cota-parte a siderurgiei nu scade, ci, dimpotrivă, sporește continuu, deoarece se lărgește întrebuințarea molibdenului ca aditiv de sudură (tabela 4).

Oțeluri rapide din molibden au fost folosite începînd cu cel de-al treilea deceniu al secolului nostru, însă pînă la cel de-al doilea război mondial întrebuințarea lor a fost destul de redusă.

În ultimii zece ani, în legătură cu trecerea la metode de tăiere rapidă, presiuni și temperaturi ridicate, fabricarea oțelurilor speciale din molibden a crescut considerabil.

Tabela 3

Denumirea produselor	Total	Producția			Consum	
		livrări		stocuri la vînzător	total	stocuri la consumator
		piața internă	export			
Oxid de molibden	9 253	9 266	549	2 800	7 383	1 319
Metal sub formă de praf	1 134	1 081	—	123	982	45
Molibdat de amoniu	92	90	—	34	24	4
Molibdat de sodiu	173	134	—	44	95	19
Diverse	3 372	3 000	105	665	3 507	569
Total	14 024	13 571	654	3 666	11 991	1 956

Tabela 4

Consumul de molibden în S.U.A. (%)

Specificaţie	1956	1959
Total, din care :	100,0	100,0
pentru producerea oţelurilor rapide	7,8	7,7
pentru producerea altor oţeluri aliate, inclusiv a celor inoxidabile	61,7	61,4
oţel turnat	7,0	3,1
fontă cenuşie şi fontă maleabilă	8,4	10,0
electrozi de sudură	0,8	0,9
aliaje de metale neferoase	3,3	4,1
sîrmă şi vergele de molibden	2,5	6,9
produse chimice	3,6	3,5
diverse	4,9	2,4

Tabela 5

Producţia oţelurilor aliate cu conţinut de molibden în S.U.A. (mii tone)

	Anii					
	1950	1951	1952	1953	1954	1955
Mo	577,0	198,1	166,1	227,8	229,3	321,7
Ni — Mo	426,0	70,3	72,2	88,6	165,7	232,3
Ni — Cr — Mo	585,0	100,0	773,2	734,0	392,5	633,2
C — Mo	246,9	403,8	540,6	534,8	303,1	464,3
Mn — Mo	114,2	133,6	88,7	132,0	139,4	149,6

Tabela 6

Exportul şi importul concentratului de molibden (t metal)

Ţările	Export			Import		
	1956	1957	1958	1956	1957	1958
Austria	—	—	—	60	72	87
Anglia	—	—	—	5 776	5 654	3 772
Italia	—	—	—	412	643	437
Canada	598	507	775	433	216	138
Norvegia	294	293	396	—	—	—
S.U.A.	13 603	19 265	9 050	—	21	1
Franţa	—	—	—	2 816	3 403	3 348
R.F.G.	—	—	—	4 991	5 138	5 231
Chile	2 489	2 896	1 829	—	—	—
Suedia	307	296	—	1 817	2 285	1 467
Japonia	—	—	—	1 374	3 694	27

Consumul de molibden a crescut, de asemenea, datorită folosirii lui ca înlocuitor al wolframului, care în anii ultimului război mondial a fost destul de deficitar (tabela 5).

După materialele comisiei Peyly, publicate în 1952, se apreciază o creştere a consumului de molibden pentru nivelul anului 1975 pînă la 31,8 mii tone, iar în celelalte ţări capitaliste — pînă la 12,2 mii tone, ceea ce reprezintă în total circa 44 mii tone.

După datele Bureau of Mines — 1960, creşterea totală a consumului de molibden pentru acelaşi an (1975) se apreciază numai pînă la 33—40 mii tone, din care 21,7—24 mii tone în S.U.A. şi 11,3—16 mii tone în restul ţărilor capitaliste.

Datele privind exportul şi importul concentratului de molibden sînt prezentate în tabela 6.

Preţurile pentru concentratul de molibden au un caracter ferm, aceasta explicîndu-se prin monopolizarea înaintată a industriei de molibden. Societatea „Claymax Molibdenum" are un rol dominant în comerţul molibdenului, dictînd preţurile de desfacere, care asigură beneficii excesiv de mari.

În anii 1959—1960, preţurile molibdenului în S.U.A. n-au variat în mod substanţial (tabela 8).

Tabela 8

Preţurile pentru produse de molibden în S.U.A. (dolari)

Anii	Concentrat cu 90% *	Molibdat de calciu **	Trioxid de molibden **	Feromolibden **	Praf de metal ***
1959	2 480	3,3	3,2	4,0	7,38
1960	2 480	3,3	3,2	4,0	6,9 — 9,0

* pentru 1 t ;
** pentru 1 kg conţinut în molibden ;
*** pentru 1 kg.

Începînd cu 1 iulie 1961, s-au introdus următoarele preţuri pentru produse de molibden :

— pentru concentrat de molibden (pe fiecare kg de conţinut în Mo) 3,08 $ / kg
— pentru trioxid de molibden (pe fiecare kg de conţinut în Mo) 3,50 $ / kg
— pentru feromolibden (pe fiecare kg de conţinut în Mo) 4,16 $ / kg
— pentru praf de metal (99,5%) 6,94 — 9,04 $/kg

Ing. *T. I.*

(După „Ţvetnîe metalli" nr. 3/1962. *„Molibdenovaia promîşlennost v kapitalisticeskih stranah"*, de B. S. Rozov).

Tabela 7

Preţul concentratului şi al produselor de molibden în unele ţări capitaliste

Ţările	Unitatea de valută	Concentrat *			Feromolibden **			Praf de metal ***		
		1956	1957	1958	1956	1957	1958	1957	1958	1959
S.U.A.	dolar	2 187 — 2 340	2 340	2 480	3,6	3,8	3,8	7,0	7,4	7,4
Anglia	liră sterlină	468 — 477	477	477	1,2	1,2	1,3	3,6	3,3	3,3
Franţa	mii franci	—	—	—	1,2	1,3	1,5	—	—	—
Australia	lire sterline australiene	478	468	468	—	—	—	—	—	—

* 1t cu 90% molibdenită ;
** pentru 1 kg conţinut în molibden ;
*** pentru 1 kg

Noutăţi în magnetometrie

Ing. Florian Ionescu

Magnetometria, cea mai veche metodă geofizică de prospecţiune, a cunoscut o lungă perioadă de stagnare în ceea ce priveşte progresul tehnic.

Principial, pînă în ultimii ani s-a folosit aceeaşi aparatură şi aceeaşi metodică de lucru, cu o tematică relativ restrînsă : prospectarea minereurilor feromagnetice şi în mai mică măsură rezolvarea unor probleme cu caracter structural.

Recent s-au înregistrat însă progrese importante atît în ceea ce priveşte metrologia cît şi tematica metodei. Instrumente sensibile şi de mare productivitate tind să înlocuiască total vechile balanţe magnetice. Mijloacelor metrologice clasice li s-au adăugat în ultimul timp măsurătorile folosind rezonanţa magnetică nucleară. Apărute iniţial în observatoarele magnetice, aparatele bazate pe măsurarea frecvenţei precesiei Larmor a protonilor supuşi acţiunii unui cîmp magnetic suplimentar şi apoi eliberaţi de ea se construiesc azi la dimensiuni convenabile folosirii lor pe teren [2].

Alături de progresul tehnic în domeniul aparaturii, metodele de transformare a datelor de teren şi interpretare cantitativă a hărţilor au lărgit considerabil sfera de activitate şi eficacitatea metodei geomagnetice de prospecţiune.

În ţara noastră, prospecţiunile magnetometrice au cunoscut în ultimii zece ani o dezvoltare impresionantă, condiţionată economic de necesităţile asigurării bazei materiale a construirii socialismului şi ale măririi rezervelor de substanţe minerale utile, în special fier.

În cele ce urmează se descrie pe scurt metoda micromagnetică de cercetare, recent iniţiată de prof. R. Lauterbach de la universitatea Karl Marx din Leipzig, prezentînd cîteva din cele mai interesante rezultate obţinute la Comitetul geologic.

Această metodă a început să se dezvolte în ţara noastră paralel cu cercetarea microtectonică, găsindu-şi aplicaţii atît la cercetarea formaţiunilor cuaternare cît şi a celor cristaline şi eruptive acoperite cu sol sau cu aluviuni ce nu conţin elemente feromagnetice.

Tehnica de lucru propusă de R. Lauterbach, în vederea cunoaşterii foarte detaliate a cîmpului magnetic, permite depistarea variaţiilor sale de intensitate de ordinul a cîţiva gamma. Se măsoară în general componenta verticală pe microreţele pătratice de 100 staţii cu echidistanţa de 3—5 m. Pentru o reprezentare de amănunt a cîmpului magnetic, în stadiul actual al tehnicii de măsurare, o densitate mai mare de staţii nu oferă informaţii suplimentare.

Valorile relative ale componentei verticale a cîmpului magnetic terestru se stabilesc faţă de un punct central al microreţelei, în care se revine cu magnetometrul la fiecare 2—3 min.

În felul acesta, exigenţele metodei în privinţa aparaturii se reduc la sensibilitatea instrumentului de măsură ; ceilalţi factori de eroare : influenţa de temperatură, mersul aparatului, corecţia de variaţie diurnă etc., care în mod obişnuit afectează măsurătorile cîmpului magnetic, sînt eliminaţi prin metoda de lucru aplicată.

Prelucrarea datelor constă într-o statistică a gradienţilor [4] sau a orientării izoliniilor cîmpului magnetic [5] şi o reprezentare procentuală a rezultatelor sub forma unei diagrame. Spre deosebire de microtectonică, micromagnetismul nu poate reprezenta decît vectori în plan. Din proiecţia cîmpului magnetic la suprafaţa solului, deocamdată se pot obţine doar direcţiile generale, principalele direcţii ale fisurilor şi uneori sensul căderii straturilor [3].

Depunerile aluvionare dau în general efecte magnetice măsurabile şi aspectul hărţilor micromagnetice este în strînsă dependenţă cu această cauză, nefiind subordonat altor influenţe de adîncime [1] ; acestea generează anomalii de mare extindere în raport cu dimensiunile microreţelelor.

În 1960, Şt. Airinei şi D. Romanescu au publicat o parte din materialul colectat în urma cercetărilor întreprinse pe aluviuni recente şi în zone cu depuneri mai vechi, din interiorul masivului muntos al Poienii-Ruşce şi zonele periferice. Autorii dovedesc că între direcţiile de sedimentare şi direcţiile preferenţiale ale microanomaliilor magnetice există o suprapunere pînă la identitate.

Cercetarea micromagnetică poate indica deci direcţiile de sedimentare pentru regiunile unde acestea nu pot fi cunoscute prin observaţii directe de teren.

Literatura de specialitate nu oferă, pînă în prezent, o explicaţie satisfăcătoare în ceea ce priveşte dependenţa între direcţiile de sedimentare şi direcţiile preferenţiale ale izoliniilor micromagnetice.

Diagrama cercetărilor micromagnetice, prezentată în figura 1, prezintă rezultatul cercetărilor executate în partea de NV a marelui con de dejecţie divergent Rîul de Mori [1].

Ea reproduce în mod remarcabil direcţiile de depunere a materialului periglaciar, cunoscute din cercetarea geologică a lui A. Mamulea. În plus, cercetarea micromagnetică precizează că sedimentarea activă a avut loc de la nord la sud, cu împrăştieri de la SE spre NV.

În aceeaşi lucrare, autorii semnalează posibilitatea urmăririi, pe baza efectului magnetic al depozitelor aluvionare, a zonelor care debuşează elemente feromagnetice, în vederea descoperirii eventualelor zăcăminte cu minereuri de fier.

Socotim de asemenea necesar de semnalat faptul că cercetarea micromagnetică a sedimentarului din zona unei anomalii de mare extindere, situată în Bazinul Streiului, la Nădejdia, a arătat că anomalia discutată este provocată de elementele feromagnetice, uniform diseminate în sedimentar, şi nu de cauze profunde din cristalinul îngropat, cum se credea iniţial [3].

Pe ariile de dezvoltare a rocilor cristaline, reprezentarea de mare detaliu a cîmpului magnetic

terestru desenează caracterele structurale de unități minime cercetate. Aceste caractere sînt o imagine a întregii structuri, datorită, în primul rînd, faptului că efectele magnetice măsurate sînt rezultatul unei sume de efecte din planul măsurătorii și de pe verticala locului și, în al doilea rînd, pentru că rezultatele finale sînt recoltate printr-un studiu statistic al microanomaliilor.

Caracterele structurale ale rocilor cristaline se reflectă în microimaginea cîmpului magnetic, datorită neomogenităților de magnetizare. Mineralele care formează rocile cristalofiliene au o orientare cu atît mai precisă cu cît presiunile din timpul metamorfismului au acționat un timp mai îndelungat. O structură plan-paralelă se reflectă în microimaginea cîmpului magnetic mai ales din cauza modului de repartiție a elementelor feromagnetice din masa rocii, dar și datorită orientării cristalografice unitare a acestor elemente anizotrope din punct de vedere magnetic.

În figura 2, direcțiile generale de șistozitate ale cristalinului sînt date de ramura principală a dia-

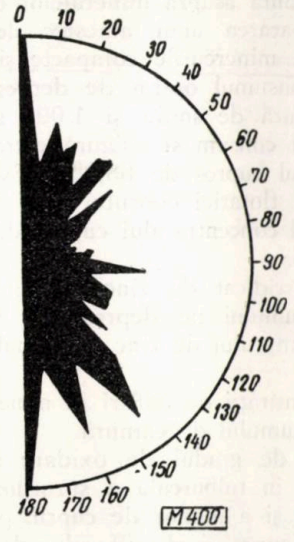


Fig. 1. Diagrama cercetărilor micromagnetice executate pe conul de dejecție de la Rîul de Mori.

gramei micromagnetice. Aceasta reprezintă prelucrarea statistică [3] a observațiilor de la Orlat (D. Cetății), unde seria șisturilor cristaline epizonale de Rășinari reapare la zi de sub sedimentar. Surprinzător de clar se pun în evidență direcțiile fisurilor de forfecare (E-V) și cele din planul *ac* (NE-SV).

Cunoașterea direcțiilor principale de fisurare permite : determinarea direcțiilor intensive unilaterale (stress), recunoașterea diverselor faze de metamorfism, cercetarea raportului dintre fisuri și axele tectonice etc.

Efectul magnetic al fisurilor se explică datorită faptului că fenomenele de fracturare, însoțite fiind de tensiuni elastice, influențează imaginea micromagnetică fie prin modificarea magnetismului permanent în cîmpul magnetic terestru, fie schimbînd direcția de magnetizare prin efecte orien-

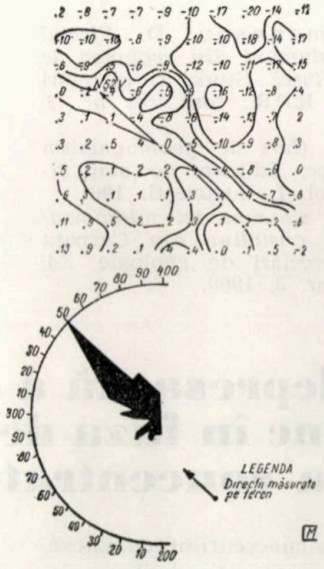


Fig. 2. Harta micromagnetică și rozeta structurală a cristalinului epizonal de la Orlat (D. Cetății).

tative. De asemenea, trebuie avut în vedere că fisurarea are loc cu deplasarea blocurilor unul față de celălalt, ca și faptul că pe suprafața incluziunilor nemagnetice apar sarcini magnetice și, legat de acestea, un cîmp magnetic de dispersie.

Cercetările întreprinse au verificat posibilitățile metodei într-o regiune binecunoscută geologic : versantul nordic al Carpaților Meridionali, în zona de maximă dezvoltare a pînzei getice, și anume în Munții Lotrului, Cibinului și Sebeșului. Rezultatele acestor determinări au fost trecute într-o hartă de ansamblu, din care se poate vedea perfecta concordanță a datelor obținute de micromagnetometrie în cele mai variate condiții cu datele geologiei de suprafață [3].

În zonele de erupțiuni, micromagnetismul s-a folosit în special pentru determinarea direcțiilor de curgere a lavelor. Structura rocilor eruptive se reflectă în microimaginea cîmpului magnetic, datorită orientării uniforme a mineralelor, orientare primită în cadrul procesului de curgere.

Cu ocazia unor lucrări de prospecțiune executate în Munții Metaliferi, D. Romanescu confirmă, cu ajutorul micromagnetismului, existența unor faciesuri orientate (fig. 3), în structura heterogenă a aparatului vulcanic Pleșu-Stolni, stabilind astfel, în jurul unui neck central pus inițial în loc, zone în care lavele s-au insinuat ulterior [6]. În acest caz orientarea preferențială a fost impusă de direcția zonelor de minimă rezistență, prin care lavele au fost nevoite să pătrundă.

Aceste rezultate ilustrează doar în parte posibilitățile de cercetare structurală a micromagnetismului și nu ne îndoim că aplicarea pe scară mai largă a metodei va completa cunoștințele noastre, lărgindu-i sfera de activitate.

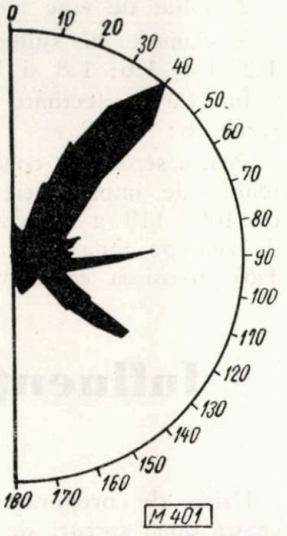


Fig. 3. Diagrama cercetărilor micromagnetice executate pe andezitele aparatului vulcanic Pleșu-Stolni.

Bibliografie

[1] Airinei, Şt. şi Romanescu, D. *Efectul micromagnetic al unor aluviuni din regiunea de est a masivului Poiana-Ruscă.* Studii şi cercetări de geologie, Ed. Acad. R.P.R., tom. V, nr. 2, 1960.

[2] Constantinescu, L. *Curs de geomagnetism şi prospecţiuni magnetice.* Editura de stat didactică şi pedagogică, vol. I, Bucureşti, 1961.

[3] Ionescu, Fl. *Aplicaţii ale metodei micromagnetice la studiul rocilor cristaline din Carpaţii Meridionali.* Studii şi cercetări de geologie, Ed. Acad. R.P.R., tom. VI, nr. 3, 1960.

[4] Jogolev, L. P. şi Gran, B. V. *Nekotorîe voprosî mikromagnetnoi siomki,* Leningrad, 1959.

[5] Lauterbach, R. *Micromagnetic — ein Hilfsmittel geologischer Erkundung.* Wissenschaftliche Zeitschrift der Karl Marx Universität, Matematisch-Naturwissenschaftliche Reihe, 1952—1952, 3, p. 224.

[6] Romanescu, D. *Cercetări magnetice asupra eruptivului neogen din partea de est a Munţilor Metaliferi (Baia de Arieş, Zlatna).* Lucrare comunicată la cel de-al V-lea Congres al Asociaţiei Carpato-Balcanice, Bucureşti, 1961.

Acţiunea depresantă a cianurii şi a sulfatului de zinc în faza de flotare selectivă a concentratului colectiv

Pentru flotaţia selectivă a minereurilor complexe, factorul hotărîtor pentru obţinerea indicatorilor superiori de calitate îl constituie stabilirea regimului optim de dozare a depresorilor.

Încercările de laborator descrise de autori s-au efectuat cu minereuri de impregnaţie, obţinîndu-se un concentrat colectiv de zinc, cupru şi pirită, cu separarea lui ulterioară în amestec cu concentratul colectiv comun al uzinei respective de preparare, ce se obţine din flotarea minereurilor compacte de sulfuri, ca şi a celor de impregnaţie.

Faza de flotare selectivă a fost limitată la flotaţia cuprului, deoarece, pe baza rezultatelor obţinute, se poate aprecia acţiunea depresorilor asupra mineralelor de zinc.

Cianura de sodiu (42—43% NaCN) şi sulfatul de zinc (hidratat) se introduceau în moara care măcina concentratul colectiv. Dozarea depresorilor se făcea în următoarele proporţii :

1) cianură fără sulfat de zinc ;

2) sulfat de zinc fără cianură ;

3) cianură cu sulfat de zinc în proporţie de 1:2; 1:4; 1:6; 1:8 şi 1:10.

Încercările efectuate s-au soldat cu următoarele rezultate :

Pentru separarea concentratului colectiv din minereurile de impregnaţie se recomanda un consum de 100—110 g de cianură şi 600—630 g sulfat de zinc pe tona de minereu preparată (proporţie 1:6); folosirea exclusiv a cianurii asigura selectivitatea satisfăcătoare numai la un consum de 300—500 g de cianură pe tona de minereu.

Sulfatul de zinc fără cianură nu exercita acţiunea depresantă asupra mineralelor de zinc.

Pentru separarea unui amestec de concentrate colective (din minereurile compacte şi cele de impregnaţie), consumul optim de depresori este de : 250 g/t cianură de sodiu şi 1 000 g/t sulfat de zinc. La acest consum se asigură extracţia cuprului în concentratul cupros de 88,9%. Extracţia zincului în sterilul flotaţiei cuprului este de 69,5%, la un conţinut al concentratului cupros de 14,09% Cu şi 6,25% Zn.

Conţinutul ridicat de zinc în minereu reclamă mărirea consumului de depresor şi invers — la scăderea conţinutului de zinc consumul de depresor scade.

Mărirea cantităţii de sulfuri în minereuri duce la creşterea consumului de cianură.

În funcţie de gradul de oxidare a minereului, de prezenţa în tulbureală a sărurilor de metale grele, precum şi a ionilor de cupru, proporţia consumului de cianură şi al sulfatului de zinc variază în spre mărirea consumului de cianură.

În cazul unui surplus de colector în faza de flotare colectivă devine necesară o oarecare sporire a consumului de cianură.

Surplusul de cianură se echilibrează prin alimentarea suplimentară cu colector.

Ing. *T. I.*

(Ţvetnîe metallî, nr. 3/1962).

Influenţa folosirii apei încălzite la flotarea minereurilor de sulfuri

Uzina de preparare de la Kirovograd prelucrează două sorturi de minereuri de sulfuri cuprozincoase, şi anume : minereu de impregnaţie şi minereu compact.

La încercările efectuate pentru îmbunătăţirea fluxului tehnologic s-a stabilit, între altele, şi influenţa temperaturii tulburelii la extracţia cuprului şi a zincului la flotarea colectivă a minereurilor de sulfuri.

Cei mai buni indicatori calitativi la extracţia cuprului prin flotaţia selectivă s-au obţinut la temperaturi ridicate (pînă la 60°C), la care însă se

Tabela 1

Temperatura tulburelii, °C	Extracția, %	
	Cu	Zn
10	79,0	70,7
20	80,0	71,0
30	81,6	80,2
40	85,0	83,6
60	79,5	74,2

Tabela 2

Temperatura tulburelii, °C	Conținutul cuprului în concentratul cupros, %	Extracția, %	
		Cu	Zn
5	6,23	44,0	22,5
10	9,80	45,0	14,7
20	15,44	87,4	15,8
30	14,38	95,0	18,4
40	16,68	94,0	16,5
60	18,36	94,0	39,2

observă înrăutățirea selectivității, adică creșterea extracției zincului în concentratul de cupru (tabela 2).

Influența temperaturii tulburelii asupra indicatorilor flotației selective este prezentată în tabela 2.

Temperatura optimă în faza flotației cuprului este de circa 30—40°C, iar în faza flotației zincului — de 40°C și mai mult.

În prezent funcționează o pompă specială, care alimentează apa caldă în circuitele de măcinare și de flotare a minereurilor de sulfuri, precum și în circuitul de transportare a produselor spumoase în faza de flotație a zincului.

În acest scop, se folosește apa din instalația de recuperare a căldurii din secția de prăjire a fabricii de acid sulfuric, care are o temperatură de 30—40°C. Anterior această apă a fost direct evacuată la canal.

Ing. *T. I.*

(Extras din articolul „Mărirea gradului de folosire mai complexă a minereului la uzina de preparare de la Kirovograd". *Țvetnîe metalli*, nr. 3/1962).

Planul tematic de inovații

Un imbold puternic în munca inovatorilor este planul tematic de inovații. Obiectivele principale ale acestui plan trebuie să fie: reducerea efortului muncitorilor, mărirea productivității muncii, îmbunătățirea calității produselor și reducerea prețului de cost.

Pentru ca planul tematic de inovații să reflecte probleme de actualitate, este necesar ca la întocmirea lui să participe în mod activ muncitorii, care se lovesc zi de zi de lipsuri tehnice în procesele de producție și simt necesitatea perfecționării lor.

De exemplu, un muncitor la perforator, dintre cei fruntași, solicitat să-și dea părerea despre posibilitatea rezolvării problemei perforajului umed în suitori, desigur că va putea face, în baza practicii sale personale, sugestii ce pot prezenta interes. Considerăm că această metodă de întocmire a planului tematic de inovații poate da rezultate practice dintre cele mai bune. Mai mult, dacă propunătorii temelor vor lua angajamente că se vor ocupa și de rezolvarea lor, vom avea și mai multă certitudine de reușită.

Dacă s-ar aplica larg metoda propusă, o serie de propuneri de inovații nu ar mai fi în situația de a fi repetate ani de-a rîndul în planuri tematice fără a fi rezolvate, ca, de exemplu : dispozitiv mecanic pentru recoltarea probelor în subteran ; dispozitiv mecanic pentru curățirea bazinelor de decantare a apelor din mină ; instalație mecanică pentru curățat vagoneții de mină ; dispozitiv pentru captarea apei de la perforajul umed în suitor și multe altele, care au fost în planul tematic din anul 1962 și au apărut și în propunerile pentru anul 1963.

Planul tematic de inovații trebuie să mai cuprindă și un capitol separat : „Generalizarea inovațiilor", aplicate în alte întreprinderi și care se găsesc în fișele sumare SE sau informări pe ramură.

Întocmirea propunerilor de plan tematic trebuie să se facă cu mult discernămînt, în spirit critic și în deplina cunoaștere a realităților și posibilităților fiecărei întreprinderi. Elaborarea planului tematic este numai un prim pas, un început, fiind necesară în continuare o muncă sistematică și susținută pentru ca temele propuse să formeze obiectul preocupărilor permanente ale inovatorilor din întreprinderi.

Un mijloc eficace pentru propaganda muncii de inovații este popularizarea inovațiilor aplicate în „Revista Minelor", care, începînd cu anul 1963, a înființat în paginile sale rubrica „Inovații" și așteaptă de la inovatori și specialiști material pentru publicat.

Ing. *Leonte Mircea*

P. Anton: **Explozivii minieri şi tehnica folosirii lor.** Editura tehnică, Bucureşti, 1962.

Lucrarea a apărut în Editura tehnică, la sfîrşitul anului 1962, şi este prima lucrare romînească care tratează unitar şi în detaliu problema procedeului de tăiere cu explozivi, în toată complexitatea ei.

Scrisă într-o limbă curgătoare şi simplă, lucrarea are marea calitate de a explica, pentru orice nivel de pregătire, atît fenomenele simple cît şi cele complexe legate de explozivi şi tehnica folosirii lor, fără a apela prea mult la fizică şi matematică, care, pentru nivelul lucrării, nici nu sînt indicate.

Lucrarea are două părţi şi tratează despre explozivii minieri şi tehnica folosirii lor.

În partea întîi se descriu explozivii minieri şi caracteristicile lor, modul de iniţiere a detonaţiei, recepţionarea, verificarea, depozitarea şi distrugerea explozivilor şi a mijloacelor de iniţiere, precum şi materialele folosite la împuşcarea fără flacără.

În partea a doua se arată modul de rupere a rocilor prin împuşcare, elementele şi tehnologia operaţiei de împuşcare, schemele şi procedeele de împuşcare, împuşcarea în minele cu pericol de gaze şi praf exploziv.

Fiecare parte a lucrării, fiecare capitol sînt tratate metodic şi foarte sistematic. Pentru fiecare problemă, cunoscută sau nouă, se prezintă atît aspectul tehnic, economic şi al normelor de tehnica securităţii cît şi aspectul ei practic, indicîndu-se totodată şi căile de îmbunătăţire posibile de realizat la noi în ţară.

Autorul scoate în evidenţă rezervele mari care există în lucrul cu explozivi şi indică posibilităţile certe de a fi valorificate.

Lucrarea prezintă o serie de date cunoscute, sub aspecte noi din punct de vedere tehnico-minier, care permit atît stabilirea importanţei unor anumite caracteristici cît şi a principiilor generale de modernizare continuă a industriei miniere.

Bazat pe o deosebit de bogată bibliografie, autorul, prin lucrarea sa, oferă posibilitatea tuturor inginerilor şi tehnicienilor din industria minieră din ţara noastră să cunoască cele mai noi realizări şi preocupări mondiale din domeniul lucrului cu explozivi.

Acesta este şi cel mai valoros aspect al lucrării editate, deoarece ea fixează, atît pentru lucrătorii din industria minieră cît şi pentru cei din industriile angrenate în problema lucrului cu explozivi (M.I.P.C. — pentru fabricarea explozivilor şi a mijloacelor de aprindere, M.M.C.M. — pentru fabricarea perforatoarelor, explozoarelor etc.), căile de urmat, în viitorul apropiat, pentru perfecţionarea permanentă şi rapidă a procedeului de tăiere prin explozivi.

Aceste recomandări sînt valabile atît pentru îmbunătăţirea situaţiei actuale cît şi pentru noua orientare a lucrului cu explozivi.

Studierea aprofundată a tuturor aspectelor legate de lucrul cu explozivi, precum şi uşurinţa şi claritatea prezentării lor fac ca lucrarea ing. Anton S. Petre să constituie un ghid preţios pentru inginerii şi tehnicienii minieri, din întreprinderi, institute de cercetări şi proiectări, institute de învăţămînt mediu şi superior, oferind posibilitatea introducerii tehnicii moderne în toate minele, în funcţie de condiţiile specifice locale.

Pentru viitoarele ediţii, recomandăm autorului următoarele :

— extinderea, apropiată ca conţinut, pentru fiecare capitol în parte ;

— date tehnice şi constructive mai detaliate în problemele ce interesează partea de proiectări şi cercetări miniere ;

— prezentarea situaţiei din ţară sub aspect tehnic şi economic, cel puţin pentru cele mai caracteristice condiţii de lucru.

Ing. Ş. L.

B. Stočes şi H. Jung: **Combaterea prafului şi silicozei în industria minieră** (Staub und Silikosebekämpfung im Bergbaum). Berlin, 1962, Akademie Verlag, 504, p., 390 fig.

În ultimii ani cercetările întreprinse în diferite ţări în domeniul combaterii prafului şi silicozei au căutat să rezolve multiplele aspecte ale acestei probleme, fapt care a permis introducerea în practică a unor noi procedee de combatere a prafului şi de prevenire a silicozei. Materialul publicat în această problemă în perioada 1950—1961 este foarte vast, ceea ce contribuie la o îngreuiare a sintezei tuturor acestor realizări.

Lucrarea prof. B. Stočes din Praga şi a prof. H. Jung de la Freiberg vine să umple un gol important, sintetizînd într-un mod ştiinţific cunoştinţele actuale în privinţa naturii şi formării prafului silicogen, a controlului şi combaterii acestuia în cadrul diferitelor operaţii din mină, a acţiunii patologice a prafului silicogen şi a căilor de prevenire a îmbolnăvirilor de silicoză.

După o scurtă introducere, în care se arată pericolul pe care îl prezintă silicoza în industria minieră, se definesc o serie de noţiuni de bază în domeniul combaterii prafului şi silicozei şi se explică denumirile dimensiunilor folosite curent în aprecierea şi combaterea prafului. În continuare se prezintă cunoştinţele actuale referitoare la nocivitatea prafului, subliniindu-se importanţa dimensiunii, formei şi naturii particulelor de praf şi indicîndu-se normele sanitare din diferite ţări în ceea ce priveşte gradul de prăfuire admis la locul de muncă.

În capitolul referitor la modul de formare a prafului se arată sursele de praf ce există în mină şi se analizează factorii care influenţează asupra formării prafului : mecanizarea, concentrarea producţiei, natura rocii, grosimea zăcămîntului, înclinarea zăcămîntului, natura rocilor înconjurătoare, condiţiile de aeraj, caracteristicile petrografice etc. În continuare se dau cifre privind variaţia gradului de prăfuire din mină la diferite operaţii executate, cu sau fără aplicarea unor măsuri de combatere adecvate.

Un capitol este dedicat proprietăţilor fizice ale prafului, a căror cunoaştere permite o mai justă orientare în alegerea mijloacelor de combatere. Astfel, se analizează dimensiunile particulelor de praf, greutatea acestora la diferite diametre, circulaţia şi viteza prafului în lucrările miniere, încărcarea electrostatică a particulelor de praf etc. Unul dintre cele mai importante capitole se referă la procedeele de măsurare a gradului de prăfuire. În acest capitol se prezintă dispozitivele conimetrice de măsurare, dispozitivele de măsurare cu filtre, dispozitivele gravimetrice de măsurare şi cele ce funcţionează pe principiul precipitării termice, tindolometrul şi dispozitivele electrostatice. O altă serie de dispozitive destinate măsurării dimensiunii particulelor de praf sînt, de asemenea, prezentate : cele bazate pe principiul optic, pe principiul sedimentării etc. In acest capitol sînt prezentate şi procedeele de determinare a naturii particulelor de praf : cea microscopică, cea prin raze X, cea prin analiză termică, cea prin analiză chimică, şi procedeele obişnuite de măsurare a concentraţiei de praf în minele din Ruhr.

După o succintă prezentare a mijloacelor de combatere a prafului, se analizează mijloacele de combatere a prafului la executarea diferitelor operaţii din cadrul procesului tehnologic de exploatare minieră. Autorii arată modul în care se formează pra-

ful în cazul operației de perforare, indicînd și factorii care influențează formarea și dimensiunile particulelor de praf. Ca mijloace de combatere se analizează perforajul umed, cu exemple de perforatoare construite pe acest principiu, precum și particularitățile combaterii pe cale umedă a prafului, în special la perforarea găurilor ascendente. Un alt mijloc de combatere este cel al aspirării uscate a prafului, indicîndu-se construcțiile existente și modul lor de folosire. Dintre celelalte mijloace de combatere a prafului la perforare se citează combaterea cu ajutorul spumei uscate.

Unul dintre capitolele lucrării este dedicat modului de captare a prafului în camera de sedimentare, cu ajutorul cicloanelor și filtrelor, arătîndu-se modul de folosire a acestor sisteme în mină.

În capitolul în care se arată modul de combatere a prafului produs în cursul lucrărilor de împușcare se analizează caracteristicile prafului format prin această operație și se descriu procedeele de combatere prin perdele de ceață și de apă, diferitele construcții de duze de formare a perdelelor de ceață și de apă, burajul cu apă și împușcarea cu pungi de apă, și modul în care se aplică toate aceste procedee.

Un alt procedeu de combatere a prafului, descris pe larg, este cel al injectării apei sub presiune în stratele de cărbune, indicîndu-se pe larg particularitățile aplicării acestui procedeu și rezultatele ce se obțin prin aplicarea acestui procedeu în diferitele sale variante.

În ceea ce privește combaterea prafului la tăierea cărbunilor, aceasta este analizată într-un capitol dedicat tăierii cu ciocane de abataj, prevăzute cu dispozitive de stropire, și într-un capitol dedicat tăierii mecanice cu haveze și combine.

Combaterea prafului din mină cu ajutorul apei este analizată foarte pe larg într-un capitol destinat construcției diferitelor dispozitive de stropire și într-un capitol în care se analizează eficiența folosirii umectanților în cazul combaterii prafului cu ajutorul apei. În continuare se arată modul de combatere a prafului la încărcare, la transportul în abataj cu transportoare cu racleți și cu benzi transportoare, cu vagonete, în instalațiile de încărcare a schipurilor de extracție, precum și instalațiile folosite la aspirarea prafului depus pe pereții galeriilor și procedeele folosite pentru fixarea, cu ajutorul unor paste, a prafului pe pereții galeriilor.

Un capitol este dedicat importanței aerajului și modului de folosire a acestuia pentru combaterea prafului, analizîndu-se în special modul în care trebuie realizat aerajul secundar și influența climatului din mină asupra prevenirii îmbolnăvirilor de silicoză. Metodele de exploatare sînt analizate într-un capitol separat, din punctul de vedere al modului de formare a prafului, recomandîndu-se modul în care trebuie condus aerajul în abataj, în cadrul diferitelor metode de exploatare, și procedeele de combatere a prafului în cursul executării operației de rambleiere.

Dintre celelalte aspecte ale combaterii prafului silicogen și de prevenire a silicozei se analizează procedeul de combatere cu praf inert și ultrasunete, folosirea aerosolilor și instalațiile de inhalare de aerosoli construite la mine, curățirea zilnică a hainelor de lucru, măsurile indirecte de prevenire a silicozei, folosirea măștilor de protecție etc.

Un capitol special este destinat combaterii prafului în instalațiile de la suprafața minei, și în special în instalațiile de preparare a substanțelor minerale utile.

O parte din lucrare este dedicată de autori unora dintre aspectele medicale ale silicozei, ca: influența prafului asupra organismului, concluziile științifice medicale actuale referitoare la cauzele și mijloacele de prevenire a silicozei, rolul controlului medical în prevenirea silicozei și date statistice privind importanța economică a îmbolnăvirilor de silicoză.

Ultimul capitol al lucrării este dedicat modului în care este organizată combaterea prafului și prevenirea silicozei în industria minieră din R. D. Germană, R. F. Germană, U.R.S.S., Belgia, Franța, Anglia, Austria etc.

Completată cu 265 referințe bibliografice, la care se fac trimiteri în text, și cu un nomenclator, această lucrare vine să umple un gol important în literatura tehnică minieră, prezentînd un interes deosebit pentru cei ce activează în industria minieră din țara noastră și în special pentru cei ce se ocupă de problemele de protecția muncii, fapt pentru care această lucrare merită să fie tradusă în limba romînă.

Ing. *A. P.*

Un manual economic util pentru învățămîntul minier (D. LUBENESCU, P. REBREANU, P. STĂNESCU: „Organizarea și planificarea producției în întreprinderile miniere". Editura de stat didactică și pedagogică, 1962)

În procesul de producție se acordă o importanță deosebită și pe deplin justificată problemelor de organizare și planificare.

Problemele de organizare și planificare a procesului de producție, indiferent de profilul întreprinderilor la care se referă, au mai multe elemente comune și scopul rezolvării lor în mod judicios este de a se asigura realizarea sarcinilor de plan, îmbunătățirea continuă a organizării muncii, utilizarea rațională și cît mai rapidă a capacităților de producție, realizarea unor indici tehnico-economici superiori, atît din punct de vedere cantitativ cît și calitativ.

Atenția ce se acordă problemelor de organizare și planificare se reflectă și în procesul de învățămînt cu caracter tehnic, indiferent dacă este vorba de școli de nivel superior sau de școli de nivel mediu.

În literatura de specialitate privind industria minieră, lucrări care tratează probleme de organizare și planificare nu sînt numeroase. În afara unor lucrări de nivel superior, traduse din literatura sovietică, la noi nu s-a publicat pînă în acest an decît o lucrare, scrisă la nivel superior, privind problemele de organizare a lucrărilor miniere * și un manual pentru școlile profesionale de ucenici, care cuprinde elemente de planificare și organizare pentru industria minieră **.

Un manual apărut recent, destinat problemelor de organizare și planificare pentru sectorul minier, care se intitulează „Organizarea și planificarea producției în întreprinderile miniere", vine să suplinească la timp lipsa unei lucrări de nivel mediu, resimțită în învățămîntul tehnic minier.

Programat pe 21 capitole, manualul constituie o aplicație directă a problemelor de organizare și planificare cu caracter general la specificul procesului de producție minier.

Avînd la baza elaborării manualului un plan bine conceput, derivat din programa școlară privind organizarea și planificarea întreprinderilor miniere, disciplină care se predă în școlile de tehnicieni și maiștri, autorii au reușit în bună măsură să îmbine caracterul general al problemelor cu specificul productiv, pentru care manualul a fost scris.

* D. Lubenescu: „Organizarea lucrărilor miniere", Editura tehnică, 1955.

** C. Cocimarov: „Organizarea producției, norme, preț de cost în industria minieră", Editura tehnică, 1958.

Manualul cuprinde două mari părți : „Organizarea producției în întreprinderile miniere“ și „Planificarea producției în întreprinderile miniere“.

În prima parte a manualului sînt cuprinse aspecte ale organizării lucrărilor miniere la locul de muncă, organizarea secțiilor miniere anexe, ajutătoare și de deservire. Se descrie, astfel, o serie de noțiuni și elemente privind organizarea transportului minier; organizarea sectorului energetic al minei; organizarea întreținerii și reparării mașinilor, utilajelor și lucrărilor miniere; organizarea lucrărilor auxiliare în întreprinderea minieră etc. De asemenea se tratează în această parte probleme de organizare a muncii, de normare, salarizare și de legislație socialistă a muncii cu aplicație la industria minieră.

Partea a doua, consacrată planificării întreprinderilor miniere, cuprinde probleme în legătură cu : planul tehnic, industrial și financiar; planul de producție ; planificarea mișcării rezervelor de cărbuni și minereuri ; planificarea dezvoltării tehnice în întreprinderile miniere ; planificarea investițiilor, a prețului de cost, a aprovizionării tehnico-materiale etc.

Secțiunile de plan tratează în mod concret problemele specifice planificării miniere. Apreciem introducerea în manual a celor două capitole distincte cu privire la planificarea mișcării rezervelor de cărbuni și minereuri și planificarea dezvoltării tehnice în întreprinderile miniere, problemele tratate fiind de o deosebită actualitate.

În cadrul recenziei de față, pe care o considerăm și ca o prezentare sumară a manualului, pentru informarea tehnicienilor și maiștrilor de producție care doresc să-și îmbogățească și să-și precizeze cunoștințele economice, nu ne vom ocupa de conținutul fiecărui capitol în parte, enunțarea lor — dată mai sus — reflectînd în linii mari conținutul manualului. Autorul acestor rînduri, făcînd parte din colectivul de referenți ai manualului, a examinat lucrarea în manuscris și, cunoscînd bine structura lucrării și unele probleme ridicate, consideră necesar să arate următoarele :

În manualul publicat, problemelor de planificare li s-a acordat un spațiu grafic mai mare decît celor de organizare. Autorii au considerat că problemele privind planificarea au un caracter complex, iar cele de organizare pot fi mai ușor înțelese de elevii școlilor de maiștri și de tehnicienii minieri. În acest sens credem că este necesar ca profesorii de specialitate să dea exemple suplimentare de la locurile de muncă unde fac practică elevii. De asemenea este necesar să se efectueze, la orele de curs, un număr mare de exerciții și probleme, plecînd de la date concrete luate din practica curentă.

În unele capitole se observă că autorii dau mai multe exemple din practica minieră a țărilor prietene și mai puține de la noi. Acest lucru reprezintă o contribuție la schimbul de experiență, dar ar fi fost necesar să se dea exemple și din realizările întreprinderilor noastre, așa cum s-au prezentat rezultatele deosebite obținute la săparea unei galerii direcționale în Munții Apuseni, în cadrul capitolului „Exemple de înaintări rapide după graficul ciclic“.

Putem spune că partea matematică și grafică a manualului este ușor accesibilă elevilor, maiștrilor și tehnicienilor, avîndu-se în vedere pregătirea care li se asigură la cursurile de matematică. Expunerea teoretică ar fi devenit mai apropiată dacă autorii ar fi tradus prin exemple expresiile matematice, așa cum s-a procedat la capitolele privind organizarea transportului minier sau calculul normelor tehnice de muncă.

În sfîrșit, unele observații de ordin general. Ar fi fost utilă o prezentare mai detaliată a repartiției industriei miniere sub raport economico-geografic, avîndu-se în vedere problemele de planificare a industriei miniere și corelația cu industriile consumatoare și prelucrătoare.

De asemenea, introducerea în anexa manualului a unor formulare simple de evidență, care interesează pe viitorii organizatori ai producției, ar fi întregit cunoștințele economice din practica efectivă.

Considerentele menționate nu reprezintă decît unele aprecieri critice asupra manualului, făcute la o primă analiză a acestuia. Critica din practica didactică va arăta în ce măsură manualul corespunde scopului pentru care a fost elaborat.

La o nouă ediție, pe care o prevedem anticipat, sugerăm autorilor să revadă textul în lumina observațiilor ce vor fi aduse de profesori, elevi, maiștri și tehnicieni din producție pentru a îmbunătăți acest manual, ținîndu-se seama că acesta este printre primele publicații de acest gen care apar în țara noastră. În orice caz, cu toate observațiile care se relevă la o primă citire, este incontestabil faptul că autorii au reușit să elaboreze un manual de o mare utilitate pentru ridicarea nivelului cunoștințelor economice ale personalului mediu minier, iar apariția lui a suplinit un gol demult resimțit în literatura didactică de specialitate.

Teich I.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR

MŰSZAKI KÖNYVTÁR DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

REVISTA MINELOR

ANUL XIV Nr. 2 FEBRUARIE 1963

СОДЕРЖАНИЕ

Минеу И.: *Многоканатные подъемные установки и возможности их применения на угольных шахтах и рудниках РНР.* Статья содержит конструктивные и качественные характеристики подъемных многоканатных установок и имеет цель открыть дискуссию по техническим и экономическим вопросам в связи с использованием таких установок в конкретных условях шахт и рудников РНР.

В первой части статьи показывается технический уровень этих машин, достигнутый в странах с развитой промышленностью, а также их характеристики и особенности.

Жугуряну Н. и Лой Т. *Увеличение эффективности местного проветривания путем дальнейшего улучшения технической характеристики пневматических вентиляторов.* В статье проводится сравнение новых типов вентиляторов с вентиляторами старой конструкции.

Излагается методика испытания вентиляторов на стенде. Использование новых типов вентиляторов при подземных работах, даёт значительную экономию и в тоже время улучшает условия труда.

Секара Г. *Решающие вопросы расчёта и конструкции подъёмных клетей для повышения производительности труда.* В статье даётся классификация подъёмных клетей, рассматриваются условия работы и напряжения, имеющие место в материале клетей различных типов. Производится также теоретический анализ этих напряжений и выводятся заключения по вопросу определения размеров клетей.

Догару М. *Вопросы обогащения каменной соли* В статье изложены способы обогащения каменной соли, описаны исследования проводимые в этой области в других странах и представлены полученные результаты.

Рассматривается брикетирование и иодирование соли и предлагаются основные технические мероприятия необходимые для улучшения технологии обогащения каменной соли в РНР

Трифулеску М. *Асбестовые месторождения Баната* (I). В статье описаны два типа асбеста (амфибол-асбест и хризотил–асбест) которые вследствие различных химической и минералогической характеристик отличаются разными изоляционными свойствами. В Банате преобладает амфибол-асбест являющийся наилучшим термическим и химическим изоляционным материалом.

ЗАМЕТКИ

Ионеску Фл. *Новости магнитометрии*

***: *Молибденовая промышленность капиталистических стран.*

***: *Депрессирующиее действие цианистого натрия и цинкового купороса в процессе селективной флотации коллективного концентрата.*

***: *Влияние применения подогретой воды на флотацию сульфидных руд.*

РЕЦЕНЗИИ

INHALT

Mineu, I.: *Die Mehrseilförderanlagen und die Möglichkeiten ihrer Einführung in die rumänischen Bergwerksbetrieben.* Mit der Beschreibung der bau- und betriebstechnischen Kennzeichen der Mehrseilfördemaschinen bezweckt man die technischen und wirtschaftlichen Fragen ihrer Einführung unter den in unserem Lande herrschenden Verhältnissen einer Debatte zu unterwerfen.

In dem Aufsatz wird auch der in den Ländern mit entwickelter Industrie erreichte Stand, als auch die technischen Kennzeichen und Eigenschaften der Mehrseilfördermaschinen dargestellt.

Jugureanu, N. und Loy, T.: *Die Steigerung der Wirksamkeit der Sonderbewetterung durch stetige Verbesserung der technischen Kennzeichen von Ventilatoren.* In einer Tafel werden die Kennzeichen der alten und der neugebauten Ventilatoren, als auch einiger ausländischen Typen vergleichend zusammengestellt. In dem text wird das Prüfungsverfahren der Ventilatoren auf dem Messtand behandelt. Durch Einführung der neuen Ventilatoren untertage werden bedeutende Betriebsersparnisse erzielt und die Arbeitsbedingungen verbessert.

Secară, Gh.: *Berechnungs-und Konstruktionsprobleme der Förderkörbe zwecks Steigerung der Arbeitsproduktivität.* Nach einer Einteilung der Förderkorbtypen, werden die Arbeitsbedingungen und die eintrettenden Beanspruchungen verschiedener Förderkorbtypen analysiert. Es wird eine theoretische Analyse dieser Beanspruchungen gemacht und Schlussfolgerungen für die Bemessung der Förderkörbe gezogen.

Dogaru, M.: *Aufbereitungsmethoden und -untersungen des unreinen Seinsalzes.* Nach der Beschreibung der Aufbereitungsverfahren des unreinen Steinsalzes und der im Auslande durchgeführten Untersuchungen auf diesem Gebiet, werden die in einigen Länder Europas erzielten Fortschritte dargestellt. In dem zweiten Teil des Aufsatzes behandelt man die Brikettierung und Jodierung des Salzes und die hauptsächlichen technischen Massnahmen, die für die Verbesserung des Aufbereitungsprozesses und die Modernisierung der rumänischen Anlagen zu ergreifen sind.

Trifulescu, M.: *Die Asbestlagerstätten des Banats (I).* In dem Aufsatz werden die zwei Asbestarten (die amphibolische und die serpentinische) die als Folge ihrer verschiedenen chemischen und mineralogischen Kennzeichen, verschiedene Isoliereigenschaften bitten, dargestellt. In Banat überweigt der amphibolische Asbest, der beste thermische und chemische Isolierstoff.

NOTEN

Ionescu, Fl.: *Neuigkeiten in der magnetometrische Messung.*

***: *Die Molybdänindustrie der kapitalistischen Länder.*

***: *Die drückende Wirkung des Zinkcyanids und -sulfates in der Phase der Selektivflotierung des Kollektivkonzentrates.*

***: *Der Einfluss des Warmwassers auf die Flotation der Sulfiderze.*

BUCHBESPRECHUNG

SOMMAIRE

Mineu, I. : *Les machines d'extraction multicâbles et leurs possibilités d'utilisation dans les mines de la R.P.R.* On présente les caractéristiques constructives et les performances des machines d'extraction multicâbles dans le but d'entamer des discussions sur les problèmes techniques et économiques qui se posent à l'introduction de ces machines, dans les conditions concrètes de notre pays.

On expose aussi le niveau technique atteint par les pays industriels ainsi que les caracteristiques et les particularités des machines d'extraction multicâbles.

Jugureanu, N. et Loy, T. : *L'augmentation de l'efficacité de l'aérage secondaire par l'amélioration continue des caracteristiques techniques des ventilateurs.* On présente dans un tableau comparatif les caractéristiques des soufflantes pneumatiques de fabrication roumaine du type ancien et du type récent, de même que quelques ventilateurs étrangers. Dans le texte on s'occupe de la méthode de vérification des ventilateurs au banc d'essai. L'utilisation des nouveaux ventilateurs dans les travaux souterrains se traduit par des économies sur les frais d'aérage secondaire et améliore les conditions de travail.

Secară, Gh. : *Problèmes importants concernant le calcul et la construction des cages d'extraction influençant la productivité du travail.* Après une classification des cages d'extraction et l'analyse des conditions du transport par cages, on fait l'examen théorique des efforts appliqués à ces constructions et on présente des conclusions pour la détermination de leurs dimensions.

Dogaru, M. : *Méthodes et recherches pour le traitement du sel impur.* On présente les méthodes de préparation du sel impur, les recherches faites dans ce domaine à l'étranger et les progrès réalisés dans quelques-uns des pays européens. Dans la deuxième partie de l'article, l'auteur s'occupe du briquettage et du iodage du sel, en indiquant les principales mesures techniques à prendre pour améliorer la technique du traitement du sel et pour relever la technicité de nos installations au niveau des plus modernes usines de preparation.

Trifulescu, M. : *Les gisements d'asbeste du Banat (I).* On présente les deux types d'asbeste (amphibolique et serpentinique) qui se distinguent par leurs propriétés isolantes à cause de leurs caractéristiques chimiques et minéralogiques différentes. Dans le Banat prédomine l'asbeste amphibolique, le meilleur matériel isolant thermique et chimique.

NOTES

Ionescu, Fl. : *Du nouveau dans la magnétométrie.*

*** : *L'action dépressante du cyanure et du sulfate de zinc dans la phase de flottation selective du concentré collectif.*

*** : *L'influence de l'eau chaude sur la flottation des minerais sulfurés.*

COMPTES-RENDUS

CONTENTS

Mineu, I : *Multiroped hoisting engines and possibilities of their employment in R.P.R. mines.* The article presents the constructive and qualitative characteristics of multiroped hoisting engines, its purpose being to open discussion, concerning technical and economical problems, bound to their employment. In the first part, the technical level reached by the employment of those engines, as well as their technical characteristics, are shown.

Jugureanu, N. and Loy, T. : *Increasing the efficiency of the secondary ventilation by continuously improving the characteristics of pneumatic blowers.* The characteristics are given in tabular form of pneumatic blowers of an older construction as compared to some newer types and foreign constructions.

Some methods relating to stand checking of blowers are also discussed. Important savings are obtainable in the secondary ventilation, by using these new blowers in underground works; the working conditions are markedly improved.

Secară, Gh. : *Some calculation and building problems relating to the extraction cages, of decisive importance in raising the productivity of labour.* After giving a classification of extraction cages, the author analyses the specific working conditions of different types of cages and the stresses to which they are subjected. Such stresses are theoretically analysed and some conclusions drawn, concerning the optimum size of cages.

Dogaru, M. : *Methods and research work concerning the preparation of impure salt.* This paper presents the methods of preparing the impure salt and the research work carried out in this field abroad, emphasizing the progress achieved in several European countries.

The second part of the paper discusses the briquetting and iodizing of salt, describing the main technical measures required for improving the salt preparation technology in R.P.R. and raising the technical level of our installations to meet the requirements of up-to-date technics.

Trifulescu, M. : *Asbestos deposits in Banat (I).* A description is given of the two types of asbestos (amphibole and serpetine), whose insulating properties are outstanding, due to their chemical and mineralogical characteristics. The amphibole asbestos, considered to be the best thermic and chemical insulater, prevails in Banat.

NOTES

Ionescu, Fl. : *New developments in the field of magnetometry.*

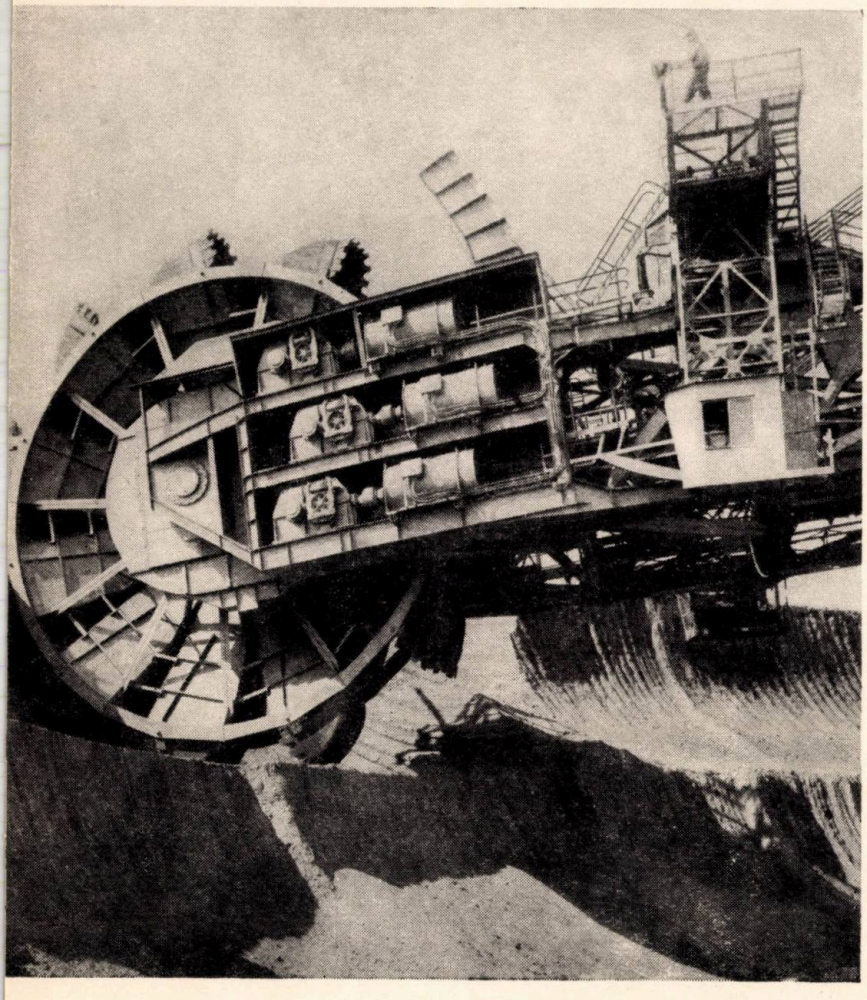
*** : *The molybdenum industry in capitalist countries.*

*** : *The depressing action of cyanide and zinc sulphate during the differential flotation of the collective concentrate.*

*** : *The flotation of sulphide ores as affected by the use of heated water.*

REVIEWS

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883



KRUPP

Uzinele Krupp in serviciul industriei miniere

Unul din cele mai mari excavatoare cu roată port-cupe executat de Uzinele Krupp.
Diametrul: 18 m, 11 cupe de cîte 4 m³ capacitate, acţionarea cu trei motoare de cîte 500 C. P.
Instalaţia completă a unui astfel de excavator cu roată port-cupe cîntăreşte aproximativ 6.000 t.
Pentru industria extractivă de huilă Uzinele Krupp execută lucrări atît în domeniul prospecţiunii explorării cît şi pentru exploatare: tăiere, transport subteran, preparare încărcare, transport la suprafaţă.
Pentru industria extractivă a cărbunelui brun şi lignitului Uzinele Krupp construiesc şi livrează instalaţii complet mecanizate de excavare şi depozitare în orice dimensiune dorită.

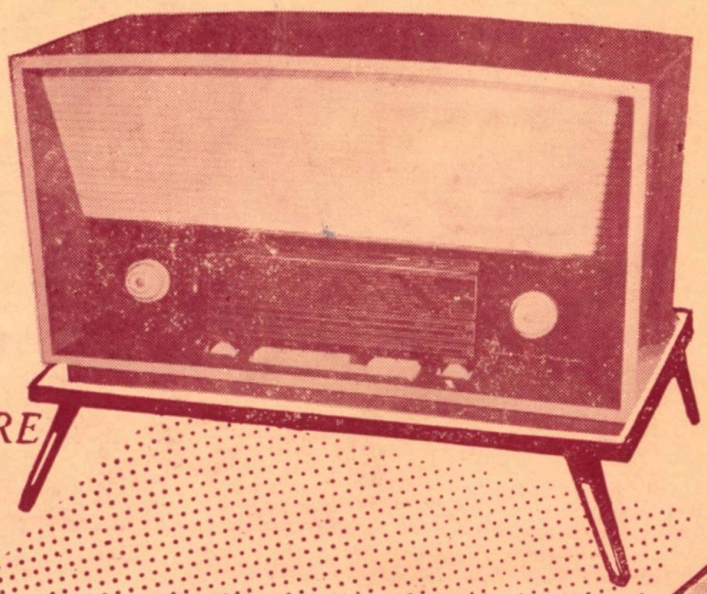
FRIED. KRUPP · ESSEN

RADIORECEPTORUL

„ORIZONT"

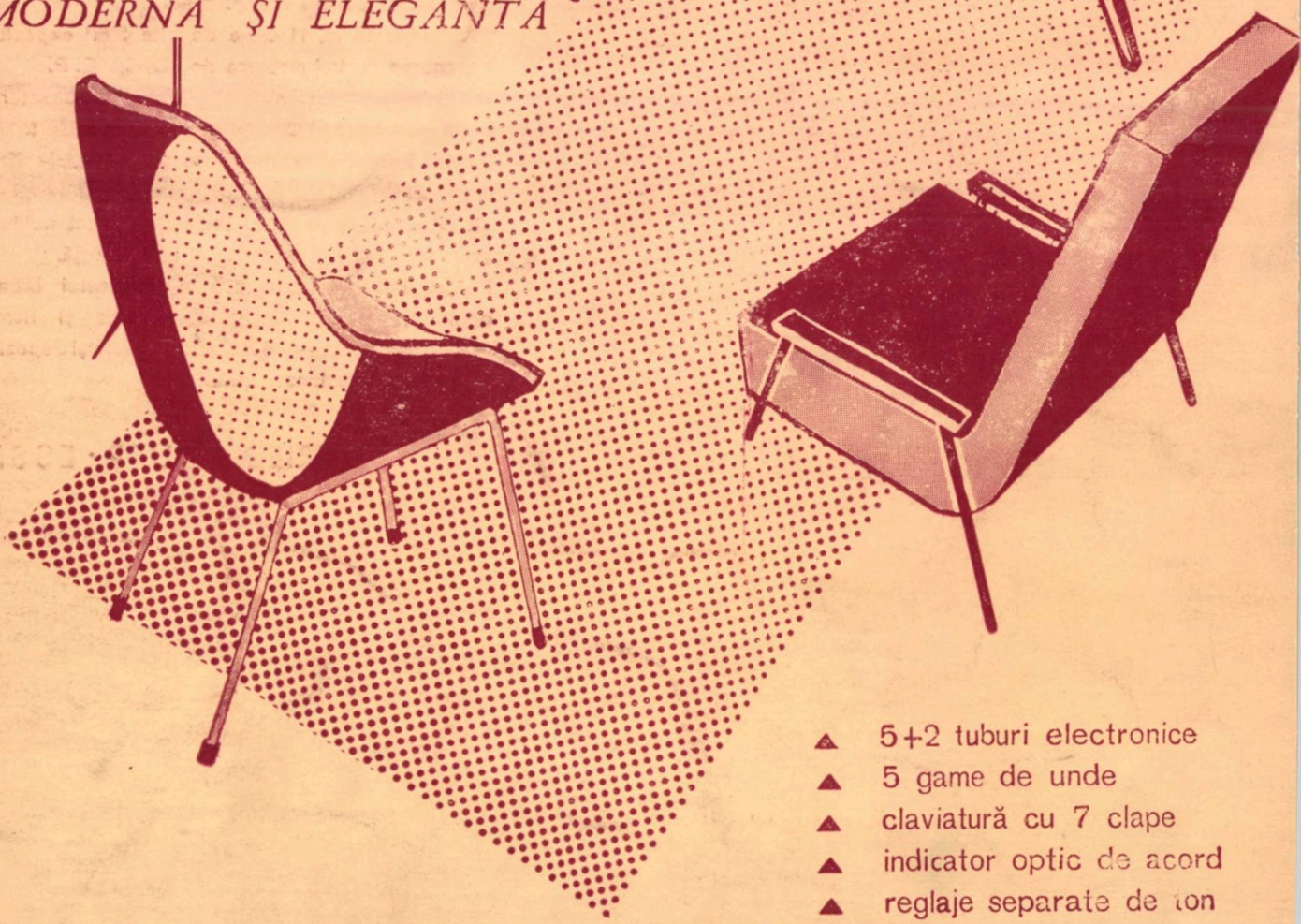
PRODUS DE UZINELE

Electronica



VĂ OFERĂ

O AUDIŢIE PLĂCUTĂ CU PERFORMANŢE SUPERIOARE ÎNTR-O PREZENTARE MODERNĂ ŞI ELEGANTĂ

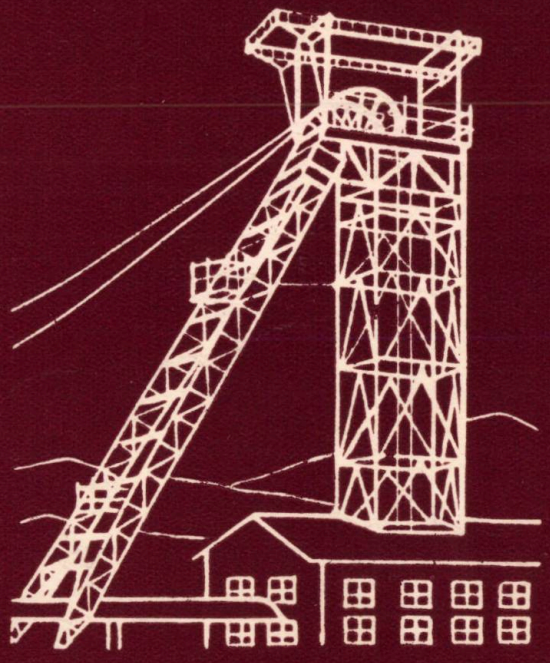


- 5+2 tuburi electronice
- 5 game de unde
- claviatură cu 7 clape
- indicator optic de acord
- reglaje separate de ton

M.M. 03

E 1433

REVISTA MINELOR



VOLUMUL XIV NUMĂRUL 3 PAGINA 97 — 144

3

BUCUREŞTI MARTIE 1963

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

Anul XIV **Nr. 3** **Martie 1963**

REDACŢIA: BUC., Str. SF. ION NOU 33, Tel.: 21.26.03

CUPRINS

Pagina

ŞTEFĂNESCU, I.: Capacitatea de brichetare fără liant a huilelor . . . 97—102

GURAN, M.: Controlul şi reglarea automată a instalaţiilor de preparare şi eficacitatea lor economică . . . 102—107

LEONTE, M.: Tehnologia exploatării unui corp de zăcământ la mina Ghelar . . . . . 108—112

MOLNAR AMĂRĂSCU, R.: Contribuţii privind utilizarea trasorilor în probleme de hidrogeologie minieră. 112—121

TRIFULESCU, M.: Zăcămintele de azbest din Banat (II) . . . . . 122—128

NOTE

SUCIU, S.: Capete carotiere autoascuţitoare tip AS cu diametrele de 97, 124, 160 mm . . . . . 129—132

HOEPFNER, V.: Lungimile maxime de montaj ale transportoarelor cu bandă de cauciuc cu inserţie de bumbac . . . . . 132—134

GURĂU, A.: O nouă busolă geologică specială „Meopta“ . . . . . 134—135

INOVAŢII

CRONICĂ

RECENZII

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTAREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU — membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. — Laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1983

Capacitatea de brichetare fără liant a huilelor*

Ing. I. Ştefănescu

Spre deosebire de brichetarea fără liant a turbelor şi cărbunilor bruni pămîntoşi, cunoscută şi aplicată de multă vreme pe scară industrială, brichetarea fără liant, la rece, a huilelor a fost mai puţin studiată, menţiunile literaturii tehnice asupra acestei probleme fiind rare. Sînt înfăţişate numai unele aspecte ale comportării la brichetare fără liant a huilelor, lipsind în general o tratare sistematică a variaţiei acestei însuşiri pe scara de incarbonizare în domeniul huilelor, în paralel cu capacitatea de aglutinare, precum şi o analiză a mecanismului proceselor ce au loc la brichetarea fără liant a huilelor [2].

Bazele teoretice ale brichetării fără liant

În ceea ce priveşte cărbunii bruni şi turbele, fenomenele legate de brichetarea fără liant au fost studiate de numeroşi cercetători, emiţîndu-se diferite ipoteze asupra factorilor care conferă cărbunilor tineri capacitatea de brichetare fără ajutorul substanţelor liante.

Astfel, Scheele şi Scheithauer [3] au emis teoria, infirmată însă de cercetările ulterioare, a lipirii granulelor prin topirea bitumenelor conţinute în cărbune.

După Kegel [4], legarea materialului în brichetă se datoreşte forţelor moleculare de suprafaţă ce iau naştere la apropierea particulelor, forţelor capilare ale apei dintre granule, forţelor de legare dintre faza lichidă şi solidă din cauza valenţelor reziduale, precum şi împîslirii materialului fibros.

Matveev [5] arată că la brichetarea turbei rolul de liant îl joacă apa adsorbită, cu participarea forţelor legăturilor de hidrogen.

Remeşnikov [6] ajunge la concluzia că însuşirile de brichetare variază proporţional cu mărirea plasticităţii şi micşorarea elasticităţii; cărbunii bruni tineri, fiind plastici, se brichetează uşor fără liant, spre deosebire de cărbunii bruni mai bătrîni, la care predomină deformaţiile elastice.

Studii sistematice asupra factorilor ce determină capacitatea de brichetare fără liant a unor cărbuni au fost efectuate de prof. I. Blum, care a creat o teorie fundamentată a brichetării cărbunilor bruni pămîntoşi, conform căreia aderenţa între particule la brichetare este cauzată de prezenţa acizilor humici, conţinuţi în cantităţi deosebit de mari (20—60%) numai în aceşti cărbuni. Însuşirile coloidale ale acizilor humici conferă deci cărbunilor bruni pămîntoşi plasticitatea necesară brichetării fără adaos de lianţi [7, 8].

Ulterior această teorie a fost confirmată şi de Agde [3], care a explicat legarea particulelor prin acţiunea grupelor de atomi liopolari din molecula acizilor humici, precum şi de Iyengar [9], care, supunînd cărbunii bruni bătrîni unei oxidări lente la temperaturi sub 170°C, constată o creştere a conţinutului de grupe carboxilice şi oxidrilice şi, în paralel, o creştere a capacităţii de brichetare.

Această capacitate de brichetare fără liant o au însă, în anumită măsură, şi alte tipuri de cărbuni, în afara turbelor şi cărbunilor bruni pămîntoşi.

Astfel, Kowalski [10] menţionează o diagramă ternară Apfelbeck, a capacităţii de brichetare fără liant, din care rezultă că orice cărbune poate avea un astfel de grad de incarbonizare, încît brichetarea lui fără liant să fie posibilă, sau dificilă, sau în general imposibilă, cu excepţia turbei şi a cărbunilor bruni tineri, la care brichetarea este posibilă necondiţionat de conţinutul de C, H şi O (fig. 1).

Această diagramă arată că în regiunea „huilelor de cocs-orto" (în nomenclatura noastră — huile grase) suprafaţa zonei cărbunilor brichetabili prezintă un al doilea maxim, ceea ce ar echivala cu o susceptibilitate mai pronunţată a huilelor grase pentru brichetarea fără liant faţă de celelalte huile şi faţă de cărbunii bruni bătrîni.

După părerea noastră, capacitatea de brichetare fără liant poate fi pusă în legătură cu unele însuşiri fizico-mecanice ale huilelor, precum şi cu structura lor.

Literatura tehnică din ultimii ani cuprinde unele menţiuni asupra variaţiei, în funcţie de gradul de incarbonizare a durităţii, elasticităţii şi compresibilităţii huilelor.

Astfel, după Iyengar [11], cărbunii cu circa 82% carbon prezintă o elasticitate

* Lucrările prezentate în acest articol au fost efectuate în cadrul tezei de disertaţie pentru obţinerea titlului de candidat în ştiinţe tehnice, sub conducerea prof. dr. I. Blum [1].

maximă, şi deci o plasticitate minimă, iar indicele de brichetare, calculat din raportul dintre energia consumată la deformarea plas-

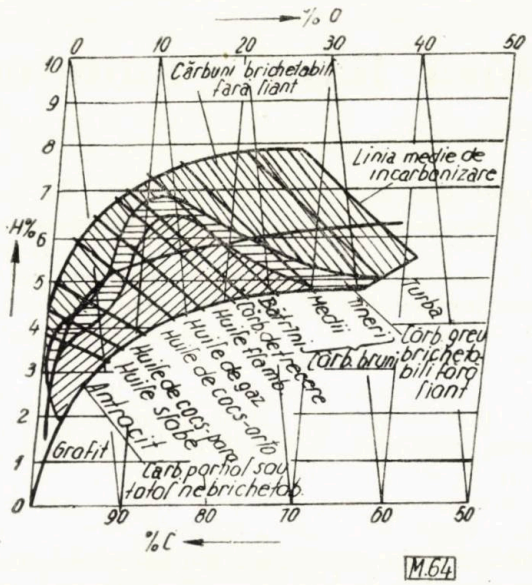


Fig. 1. Graficul Apfelbeck al capacităţii de brichetare fără liant.

tică şi energia recuperată prin elasticitatea materialului, este minim.

Heinze [12] constată un minim al microdurităţii Vickers la huilele cu 15% materii volatile.

Din lucrările lui D. W. van Krevelen [13, 14], asupra structurii şi însuşirii huilelor, rezultă că viteza sunetului, microduritatea

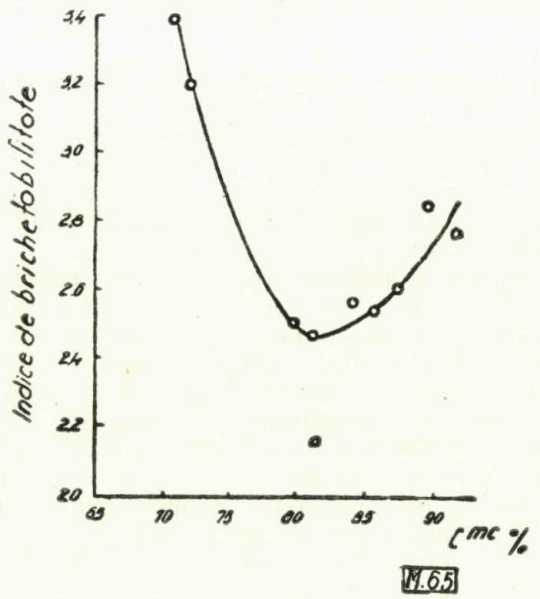


Fig. 2. Indicele de brichetare în funcţie de carbonul elementar.

Vickers, constantele de elasticitate şi modulul Young prezintă un minim în zona huilelor cu circa 90% carbon. În consecinţă, compresibilitatea este maximă la această valoare (fig. 3).

Aceste fenomene sînt explicate pe baza modelului structural al lui Krevelen:

La huilele tinere, grupele aromatice relativ mici sînt legate între ele prin punţi, ceea ce conferă structurii o anumită rigiditate. La un grad de incarbonizare mai avansat, punţile se rup, iar nucleele aromatice se relaxează şi apoi se întind, ceea ce provoacă la început o scădere şi apoi o creştere puternică a forţelor de coeziune. În acest fel se explică şi maximul de plasticitate şi compresibilitate la huilele cu circa 90% carbon.

Compresibilitatea ridicată a acestor huile are drept consecinţă directă o capacitate de brichetare mai bună la huilele cu grad mediu de incarbonizare faţă de huilele tinere şi huilele antracitoase.

Deci nu numai cărbunii bruni tineri, ci şi anumite huile sînt brichetabile, într-o oarecare măsură, fără liant.

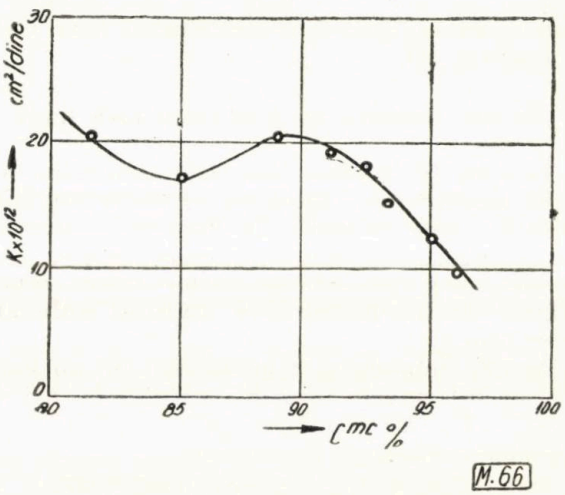


Fig. 3. Variaţia compresibilităţii huilelor.

Considerăm că la cărbunii bruni pămîntoşi plasticitatea necesară brichetării este conferită de prezenţa acizilor humici cu structură coloidală, iar la huilele cu circa 90% carbon — de relaxarea structurii în urma ruperii punţilor dintre nuclee.

Studiul capacităţii de brichetare fără liant a huilelor

Pentru verificarea consideraţiilor teoretice de mai sus şi pentru a stabili sensul de variaţie a capacităţii de brichetare fără liant în gama huilelor, s-au efectuat încercări cu 26 probe de huile, acoperind intervalul 77—90% carbon elementar, deci de la huile flambante la antracit, fiind reprezentate toate mărcile.

Pe lîngă probele de cărbuni de la minele din ţară — Petrila (PAL), Vulcan, Lupeni, Anina, Cozla, Secul, Biger, Doman şi Baia

Nouă — s-au utilizat, pentru acoperirea completă a intervalului, și huile din bazinul Donețk, Karaganda și Kuznețk (U.R.S.S.), precum și din Ostrava (R.S.C.) *.

Probele au fost îmbogățite pentru reducerea cenușii sub 10%, însă fără o concentrare petrografică.

Caracteristicile huilelor, pe baza cărora a fost efectuat studiul capacității de brichetare fără liant, sînt prezentate în tabela 1.

Tabela 1

Caracteristicile huilelor folosite la brichetarea fără liant

Nr. crt.	Proveniența huilei	Tipul după clasificări naționale	Numărul de cod (clasificări internaționale)	Analiza tehnică			Analiza element.		Puterea calorifică superioară mc, Q_s	Indicele de aglutinare Roga	Tipul cocsului după Gray King
				Umiditate W_h, %	Cenușă A_a, %	Volatile V^{mc}, %	C^{mc}, %	H^{mc}, %			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12	12
1	Petrila-Aninoasa-Lonea	B/H	711	3,10	7,64	46,60	77,42	5,53	7 875	6	B
2	Kuznețk (U.R.S.S.)	G	634	1,50	6,90	44,40	83,78	5,78	8 400	49	G 8
3	Vulcan	HL	621	2,88	5,15	44,05	78,45	5,06	7 830	13	B/C
4	Donețk (U.R.S.S.)	D	800	10,30	6,50	43,10	78,37	5,24	7 765	0	A
5	Lupeni	HG	623	2,01	8,85	42,79	80,71	5,68	8 196	23	G1
6	Kuznețk (U.R.S.S.)	PJ (J2)	635	0,90	10,10	41,20	83,13	5,70	8 585	67	G11
7	Cozla 1	HGr	624	0,60	19,00	39,40	82,22	5,67	8 297	34	G 7
8	Anina Ponor 1	HC	611	1,80	3,10	36,80	79,16	5,11	7 813	17	D
9	Cozla 2	HGr	635	1,10	11,50	35,90	83,46	5,14	8 314	65	G10
10	Secul 1	HGr	635	1,00	2,90	35,35	84,55	4,88	8 513	70	G9
11	C. S. Armanda (R.S.C.)	34	623	1,60	4,80	33,60	82,88	5,07	8 415	41	G4
12	Colza 3	HGr	635	0,90	4,60	33,40	87,59	5,53	8 463	81	G9
13	Karaganda (U.R.S.S.)	K	623	1,10	7,00	33,10	85,13	5,20	8 425	33	G4
14	Anina Ponor 2	HC	523	1,40	2,00	32,10	83,95	4,92	8 378	42	G3
15	Secul 2	HGr	535	1,10	3,30	31,95	83,00	5,45	8 270	60	G6
16	Kuznețk (U.R.S.S.)	K1gr.KJ	523	1,00	5,30	28,70	84,56	4,81	8 570	36	G2
17	Donețk (U.R.S.S.)	K	435	0,70	6,90	24,10	84,42	4,94	8 695	58	G9
18	Doman 1	HS	400	5,60	7,50	23,10	82,52	3,77	7 975	0	A
19	Doman 2	HS	400	2,00	5,00	22,00	87,00	4,35	8 014	0	A
20	Donețk (U.R.S.S.)	K2gr.KJ2	412	0,90	2,90	21,10	86,29	4,71	8 635	17	F
21	Biger	HS	311	0,30	14,20	18,30	85,57	4,56	8 350	14	C
22	Donețk (U.R.S.S.)	T	300	1,10	20,30	16,60	84,72	4,51	8 515	0	A
23	Baia Nouă 1	H/A	300	0,80	8,10	15,80	88,63	3,82	8 467	0	A
24	Baia Nouă 2	H/A	300	0,50	8,60	14,60	89,16	3,55	8 409	0	A
25	Baia Nouă 3	H/A	300	0,60	8,00	15,20	88,69	3,64	8 420	0	A
26	Donețk (U.R.S.S.)	PA	100 A	1,40	13,50	7,20	89,98	2,97	8 400	0	A

După măcinare sub 0,2 mm, cărbunii au fost brichetați la o presiune de 2 000 kg/cm², obținîndu-se brichete de circa 25 g.

Pentru aprecierea cantitativă a capacității de brichetare fără liant, s-a definit un *indice Roga de brichetare*, prin analogie cu *indicele Roga de aglutinare*.

Indicele Roga de aglutinare se calculează prin metoda cunoscută a determinării rezistenței butonului de cocs la trei treceri succesive de cîte 5 minute prin tobă. Semnificația fizică a acestui indice rezultă din definirea lui ca raport procentual al cîmpului P_n față de cîmpul P_c (fig. 4).

Cîmpul P_c reprezintă suprafața dreptunghiului avînd ca laturi valorile G (greutatea totală a cocsului) și durata încercării la tobă (15 min). Deci :

$$P_c = 15\,G$$

Cîmpul P_n este egal cu suma suprafețelor trapezelor P_1, P_2 și P_3, avînd ca laturi valo-

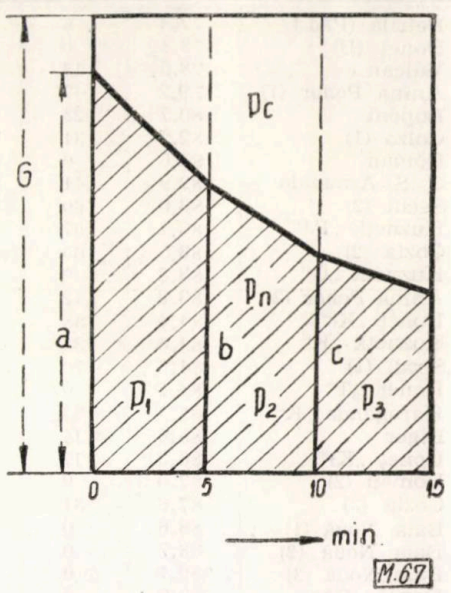


Fig. 4. Graficul de calcul al indicelui Roga.

* Probele au fost primite pe linie CAER, în cadrul lucrărilor efectuate la ICEMIN, de colectivul condus de ing. N. Ionescu, pentru punerea la punct a metodelor de determinare în vederea aplicării clasificării internaționale a huilelor.

rile *a*, *b*, *c* şi *d* reprezentînd greutatea fracţiunilor + 1 mm înainte de darea la tobă *(a)* şi după fiecare din cele trei tratamente în tobă *(b, c, d)*:

$$P_n = P_1 + P_2 + P_3 = 5\,\frac{a+b}{2} + 5\,\frac{b+c}{2} + 5\,\frac{c+d}{2},$$

$$P_n = 5\left(\frac{a+d}{2} + b + c\right).$$

Indicele Roga va fi deci :

$$\mathrm{IR} + \frac{P_n}{P_c}\,100 = \frac{100}{3G}\left(\frac{a+d}{2} + b + c\right).$$

În cazul indicelui de brichetare, valoarea *G* este egală cu *a*, deoarece în locul butonului de cocs se lucrează cu bricheta întreagă, care nu mai trebuie sitată pentru separarea fracţiunii sub 1 mm.

Exprimarea capacităţii de brichetare printr-un indice analog indicelui de aglutinare nu este menţionată de literatura tehnică, fiind un nou mod de definire a acestei însuşiri, care permite studierea în paralel a variaţiei capacităţii de brichetare şi capacităţii de aglutinare a huilelor, în funcţie de gradul de incarbonizare.

În tabela 2 şi în graficul din figura 5 sînt prezentate rezultatele încercărilor de brichetare a huilelor.

Studiul efectuat arată că, pe lîngă dependenţa dintre gradul de incarbonizare şi capacitatea de aglutinare a huilelor, există şi o dependenţă între gradul de incarbonizare şi capacitatea de brichetare fără liant.

Astfel, în paralel cu creşterea conţinutului de carbon al huilei pînă la o valoare dată, creşte şi capacitatea de brichetare fără liant, după care, gradul de incarbonizare continuînd să crească, are loc o scădere pronunţată a capacităţii de brichetare.

Tabela 2

Dependenţa dintre gradul de incarbonizare şi capacităţile de brichetare şi aglutinare

Nr. crt.	Tipul huilei	Carbon elementer, C^{mc}, %	Indice Roga de brichetare	Indice Roga de brichetare
1	Petrila (PAL)	77,4	6	31
2	Doneţ (D)	78,4	0	36
3	Vulcan	78,5	13	36
4	Anina Ponor (1)	79,2	17	40
5	Lupeni	80,7	23	45
6	Colza (1)	82,2	34	82
7	Doman	82,6	0	54
8	C. S. Armanda	82,9	41	64
9	Secul (2)	83,0	60	83
10	Kuzneţk „PJ“	83,1	67	75
11	Cozla (2)	83,5	65	82
12	Kuzneţk „G“	83,8	49	87
13	Anina Ponor (2)	83,9	42	64
14	Doneţ „K1“	84,4	58	73
15	Kuzneţk „K“	84,6	36	68
16	Secul (1)	84,6	70	81
17	Doneţ „T“	84,7	0	81
18	Karaganda „K“	85,1	33	79
19	Biger	85,6	14	83
20	Doneţ „K2“	86,3	17	83
21	Doman (2)	87,0	0	75
22	Cozla (3)	87,6	81	78
23	Baia Nouă (1)	88,6	0	32
24	Baia Nouă (2)	88,7	0	49
25	Baia Nouă (3)	89,1	0	22
26	Doneţ „PA“	90,0	0	0

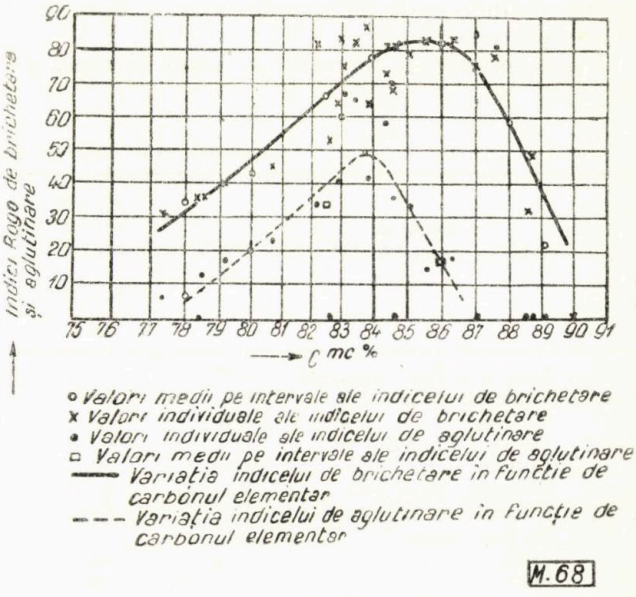


Fig. 5. Variaţia capacităţii de aglutinare şi brichetare a huilelor în funcţie de gradul de incarbonizare.

Interpretarea rezultatelor pe baza metodelor calculului statistic

După cum arată curbele din figura 5, între conţinutul de carbon şi cei doi indici Roga există o dependenţă reciprocă parţială, fiind un caz tipic de mărimi nelegate funcţional, ci *stohastic*, printr-o corelaţie [16, 17].

Deci gradul legăturii dintre carbonul elementar *x* şi indicii Roga *y* poate fi exprimat printr-un raport de corelaţie :

$$\eta_{yx} = \sqrt{1 - \frac{s_y^2}{\sigma_y^2}},$$

în care S_y este eroarea standard a estimaţiei, iar σ_y — abaterea medie patratică.

Curbele din figura 5, fiind trasate pe baza valorilor medii aritmetice pe intervale ale indicilor Roga, satisfac condiția minimului sumei pătratelor abaterilor de la media aritmetică, deci reprezintă curbele valorilor celor mai probabile — respectiv curbele celor mai mici pătrate.

Valorile rapoartelor de corelație, calculate prin metoda pentru corelațiile neliniare indicată de Batuner, sînt următoarele:

— pentru indicele de brichetare $\eta_{yx}=0{,}875$

— pentru indicele de aglutinare $\eta_{y/x}=0{,}700$

Valorile mari obținute arată că gradul de incarbonizare și indicii Roga sînt în corelație destul de stîrnsă. Interpretînd rapoartele de mai sus drept o măsură a influenței cauzelor comune, rezultă următoarea semnificație fizică a acestora:

Aproximativ 87,5%, respectiv 70%, din caracteristicile huilei, determinate de gradul de incarbonizare, determină și capacitatea ei de brichetare fără liant, respectiv de aglutinare.

Factorii care dispersează și slăbesc corelația (12,5% la brichetare și 30% la aglutinare) sînt, probabil, de natură accidentală, nelegați de structura masei cărbunoase, de exemplu procentul și natura sterilului la brichetare (2) și oxidarea probelor la aer la aglutinare.

Ecuația curbei de regresie a indicelui de brichetare y în raport cu carbonul elementar x, calculată prin metoda celor mai mici pătrate, pe baza sistemului simplificat Baily-Cox și Matushak, este următoarea:

$$\log y = 1{,}88556 + 0{,}02147\ X - 0{,}002725\ X^2 - 0{,}00014616\ X^3,$$

unde:

$$X = \frac{x - 83{,}5}{0{,}5}.$$

Concluzii

Studiul efectuat asupra capacității de brichetare fără liant a huilelor, pe baza definirii unui indice Roga de brichetare, cu aceeași semnificație fizică ca și indicele Roga de aglutinare, a condus la o serie de concluzii interesante și utile.

Urmărirea în paralel a variației celor doi indici în funcție de conținutul de carbon, în cazul huilelor, indică existența unei dependențe nu numai între capacitatea de aglutinare și gradul de incarbonizare, ci și între capacitatea de brichetare fără liant și gradul de incarbonizare. Curbele de variație a celor doi indici au o alură asemănătoare; maximul indicelui de aglutinare se află în zona huilelor grase, iar maximul indicelui de brichetare — în zona huilelor grase de cocs și degresante-aglutinante.

Această creștere a capacității de brichetare la huilele cu grad mediu de incarbonizare se explică, în baza concepțiilor moderne asupra structurii cărbunilor, prin relaxarea produsă de ruperea punților dintre nuclee la un anumit stadiu de incarbonizare, ceea ce provoacă o plasticitate sporită, asemănătoare plasticității conferite cărbunilor bruni pămîntoși de prezența acizilor humici.

Metodele calculului statistic arată că „coeficientul de înstrăinare" al corelației indicelui de brichetare în raport cu carbonul elementar este relativ redus, deci corelația acestor valori este destul de strînsă.

În general se poate vorbi despre un paralelism între indicele de aglutinare și cel de brichetare, în sensul că huilele neaglutinante (flambante și antracitoase) sînt și nebrichetabile.

Din cele de mai sus se desprinde încă o concluzie, importantă pentru tehnica cocsificării, și anume:

Aplicarea procedeului de producere a cocsului din cărbuni neaglutinanți, bazat pe brichetarea fără liant, interesantă și dezvoltată pînă la scară industrială pentru cărbunii bruni, nu este indicată în cazul huilelor. Aceasta, din cauza incompatibilității produse de paralelismul indicilor de aglutinare și de brichetare: sînt brichetabile fără liant tocmai huilele cele mai prețioase pentru tehnologia clasică de cocsificare (huilele grase, cele de cocs și cele degresante-aglutinante, care nu necesită brichetare prealabilă), iar huilele neaglutinante, pentru care ar intra în discuție procedeul, sînt foarte greu brichetabile.

În consecință, pentru producerea cocsului metalurgic din cărbunii energetici din Valea Jiului (Petrila, Lonea, Aninoasa, Vulcan), slab aglutinanți și deci greu brichetabili fără liant, pot fi luate în considerare numai procedee bazate pe brichetarea cu liant.

Bibliografie

[1] Ștefănescu, I. *Fabricarea cocsului metalurgic din cărbuni energetici* (autoreferat al dizertației pentru obținerea titlului de candidat în științe tehnice — conducător științific prof. dr. ing. I. Blum), București, 1961.

[2] Ștefănescu, I. *În problema brichetării fără liant a unor huile din R.P.R.* În: Revista Minelor nr. 6/1955.

[3] Lissner, A. și Thau, A. *Die Chemie der Braunhkohle.* Bd. I, W. Knapp Verlag, Halle/Saale, 1956, p. 159.

[4] Kegel K. *Brikettierung der Braunkohle.* W. Knapp Verlag, Halle/Saale, 1948, p. 50.

[5] Matveev, B. D. *Cercetări sovietice privind probleme de exploatarea şi valorificarea combustibililor fosili solizi inferiori.* În: I.R.S., Ed. Acad. R.P.R., Bucureşti, 1953, p. 133—144.
[6] Remeşnikov, I. D. *Briketirovanie uglea,* Ugletehizdat, Moskva, 1957, p. 31—63.
[7] Blum, I. În: *Cercetări ştiinţifice,* vol. I, partea a II-a. Ed. Toronţiu-Bucov., Bucureşti, 1939, p. 214—232.
[8] Blum, I. *Manualul inginerului chimist,* Editura tehnică, Bucureşti, 1957, p. 152—153.
[9] Iyengar, M. S. şi Ghosh, R. S. În: *Fuel* 39 1960, p. 113.
[10] Kowalski, J. *Wytlewanie paliw stalych,* P.W.T. Stalinograd, 1952, p. 80—81.
[11] Iyengar, M. S., Subramîan, T. A. şi Lahiri, A. În: *Journal of the Institute of Fuel* 31, 1958, p. 108.
[12] Heinze, M. G. *Annales des Mines de Belgique,* nr. 5, 1955, p. 845.
[13] Krevelen van D. W. *Annales des Mines de Belgique,* nr. 6, 1954, p. 750.
[14] Schuyer, J., Dijkstra, H. şi Krevelen, van D. W. *Fuel,* 33, 1954, p. 409.
[15] Swietoslawski, W. *Fizykochemia wegli kamiennych i procesu koksowania,* P.W.T., Warszawa, 1953, p. 116.
[16] Worthing, A. G. şi Geffner, J. *Prelucrarea datelor experimentale.* Editura tehnică, Bucureşti, 1959, p. 225—299.
[17] Batuner, L. M. şi Pozin, M. E. *Metode matematice în tehnica chimică.* Editura tehnică, Bucureşti, 1956, p. 427—483.
[18] * * * *Brevet de invenţie R.P.R.* nr. 41.294 „Procedeu de fabricare a cocsului metalurgic din cărbuni necocsificabili".

Controlul şi reglarea automată a instalaţiilor de preparare şi eficacitatea lor economică (II)

Ing. **M. Guran**

Automatizarea proceselor de producţie reprezintă o latură a progresului tehnic.

În perioada actuală se desfăşoară activ trecerea de la instalaţii cu flux tehnologic condus manual la instalaţii cu flux tehnologic automat.

Automatizarea cunoaşte diferite trepte de dezvoltare, de la automatizarea parţială la automatizarea complexă. Etapa automatizării parţiale diferă calitativ de cea a automatizării complexe. Aceasta din urmă reprezintă o etapă în care vor fi create maşini cu comandă-program şi autoreglare, capabile să stabilească în mod automat fluxul tehnologic cel mai avantajos, să-l reglementeze şi să-l dirijeze în funcţie de parametrii noului regim optim de lucru.

Dezvoltarea considerabilă a industriei miniere din ţara noastră şi perspectivele dezvoltării ei în continuare implică instalaţii moderne de preparare, capabile să asigure produse cu indici tehnici şi economici superiori.

Acţiunea de extindere a mecanizării şi automatizării proceselor de preparare mecanică trebuie să fie intensificată şi orientată spre acele procese şi operaţii prin care se poate obţine cea mai mare eficacitate economică, concretizată prin creşterea producţiei şi productivităţii muncii, reducerea consumului de materiale şi combustibil, reducerea pierderilor de substanţă minerală utilă, crearea condiţiilor necesare unei calificări înaintate a muncitorilor, tehnicienilor şi inginerilor, precum şi prin ridicarea permanentă a nivelului tehnic şi a calităţii producţiei.

Noţiuni de bază în reglarea automată

1. Definiţii şi caracteristici

a) Controlul automat înseamnă verificarea, măsurarea continuă a unui parametru din procesul tehnologic fără intervenţia supraveghetorului.

b) Reglarea automată constă în menţinerea parametrului controlat în limitele prescrise. Reglarea automată se deosebeşte de reglarea manuală prin aceea că parametrii urmăriţi sînt menţinuţi la valoarea stabilită nu cu ajutorul omului, ci cu ajutorul elementelor de automatică.

c) Instalaţia automatizată parţial este aceea în care numai o parte din parametri (numai anumite secţii) sînt supuşi unei reglări automate.

d) Automatizarea complexă este denumirea ce se dă instalaţiilor care în procesul tehnologic al unui produs oarecare nu folosesc mînă de lucru decît la punctele de dispecerizare.

e) Punct de dispecerizare se numeşte locul unde sînt amplasate tablourile centralizate, care indică în mod continuu variaţia tuturor parametrilor procesului teh-

nologic şi de unde se poate interveni prin comandă în cazul unei abateri.

f) Parametrul reglării este o mărime fizică, o caracteristică sau o proprietate a mediului reglat. Valoarea lui determină gradul de acţiune a sistemului automat care urmăreşte procesul tehnologic.

g) Mediul reglării este procesul, energia sau substanţa care cuprinde parametrii supuşi reglării.

h) Obiectul reglării reprezintă instalaţia, secţia sau sectorul al cărui proces tehnologic este supus unei reglări automate.

i) Capacitatea este cantitatea maximă de energie sau substanţă conţinută în obiectul de reglat. Este o mărime statică (de exemplu, capacitatea unui rezervor este volumul maxim de fluid ce-l poate înmagazina).

j) Mărimea perturbantă (perturbaţia) este o mărime independentă, care apare în procesul tehnologic sub formă de variaţii la intrarea în obiectul de reglare şi provoacă variaţii ale parametrului reglat.

k) Variaţiile parametrului reglat pot fi diferite, în funcţie de caracterul perturbaţiei care apare în proces. Ele sînt reprezentate prin oscilaţii a căror caracteristică principală este amplitudinea (fig. 1).

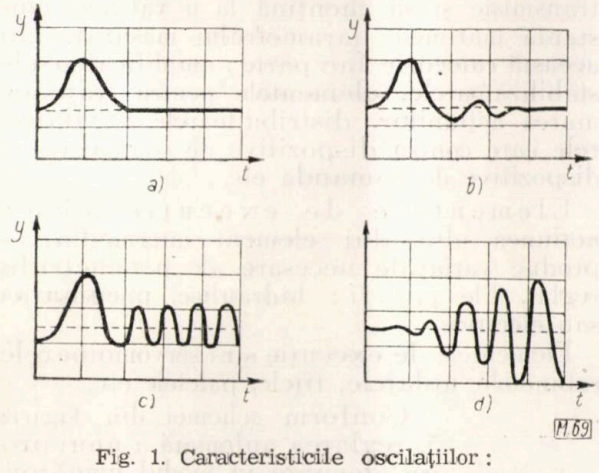


Fig. 1. Caracteristicile oscilaţiilor :
a — aperiodice ; *b* — amortizate ; *c* — cu amplitudine constantă ; *d* — cu amplitudine crescîndă.

l) Intervalul de insensibilitate este intervalul în interiorul căruia variaţia valorii parametrului reglat nu determină nici o acţiune de reglare. Se mai numeşte zonă neutră sau de insensibilitate. În figura 2 este reprezentat intervalul de insensibilitate. Cînd curba variaţiei parametrului reglat nu depăşeşte valoarea maximă şi minimă a intervalului, nu are loc nici o acţiune de reglare.

Sistemul efectuează o reglare cu atît mai exactă cu cît acest interval de insensibilitate este mai mic.

m) Valoarea reglată este valoarea parametrului reglat care se menţine de către sistemul de reglare în jurul unei valori prescrise, înainte fixată. Valoarea prescrisă se mai numeşte şi valoare-etalon sau de control.

n) Abaterea (deviaţia) reprezintă diferenţa dintre valoarea reglată la un moment dat şi valoarea prescrisă. Abaterea poate fi :

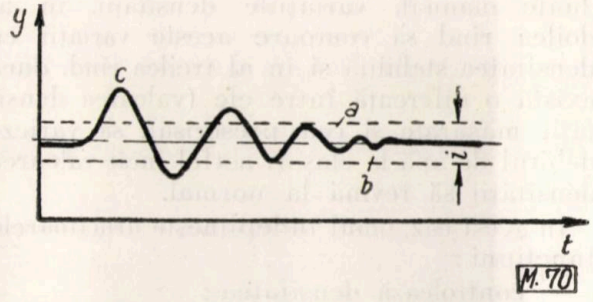


Fig. 2. Intervalul de insensibilitate *(I)* :
a — valoarea maximă ; *b* — valoarea minimă ; *c* — valoarea reglată.

trecătoare sau amortizată în timp ; permanentă şi, de asemenea, admisibilă (fig. 3).

o) Timpul mort este intervalul de timp dintre variaţia încărcării obiectului şi

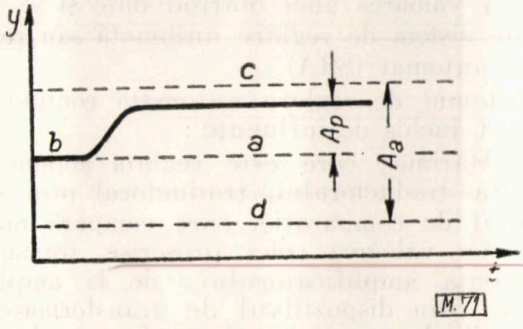


Fig. 3. Abaterea permanentă *(A_p)* şi admisibilă *(Aa)* :
a — valoarea prescrisă ; *b* — valoarea reglată ; *c,d* — valorile reglate, maximă şi minimă, admise.

începerea variaţiei parametrului reglat. Timpul mort se datoreşte întîrzierilor care există în sistemul de reglare (fig. 4).

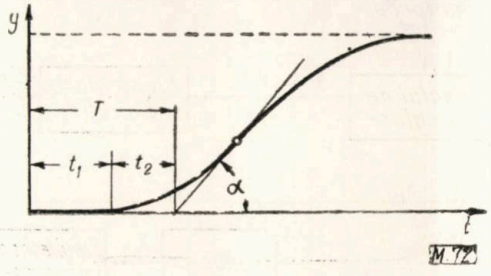


Fig. 4. Timpul mort *(T)* :
t_1 — timp mort datorită întîrzierilor de distanţă ; t_2 — timp mort datorită întîrzierilor de capacitate şi trecere.

2. *Sisteme şi elemente de reglare*

Dispozitivele automate au rolul să înlocuiască munca obositoare a omului de urmărire şi de reglare permanentă a parametrilor.

De exemplu, în cazul menținerii unei anumite densități a tulburelii la revărsarea clasorului, pentru a realiza acest lucru fără mijloace de automatizare, operatorul trebuie în primul rînd să urmărească, prin probe luate manual, variațiile densității, în al doilea rînd să compare aceste variații cu densitatea stabilită și în al treilea rînd, dacă există o diferență între ele (valoarea densității măsurate și cea prescrisă), să varieze debitul de apă la clasor, astfel încît valoarea densității să revină la normal.

În acest caz, omul îndeplinește următoarele funcțiuni :

— controlează densitatea ;

— compară valoarea densității măsurate cu cea prescrisă ;

— reglează debitul de apă la clasor.

Structura unui dispozitiv automat, care poate înlocui munca omului, se rezumă la grupele și elementele prezentate în schema din figura 5. El are rolul de a menține constantă valoarea unei mărimi date și se numește sistem de reglare automată sau regulator automat (SRA).

Sistemul de reglare automată conține un circuit închis de influențe :

— Mărimea care este reglată acționează asupra traductorului, traductorul prin elementul de comparație, care compară mărimea cu valoarea celei prescrise, transmite diferența amplificatorului ; de la amplificator, prin dispozitivul de transformare a mărimii, dacă este cazul, în funcție de caracterul elementului de execuție (electric, pneumatic etc.), impulsul acționează asupra elementului de execuție și, în sfîrșit, elementul de execuție acționează asupra mărimii de reglat.

Sistemele de reglare automată se compun dintr-o serie de elemente care îndeplinesc funcțiuni particulare determinate.

Elementele sistemelor de reglare se împart în următoarele grupe principale :

a) elemente receptoare ;

b) elemente intermediare ;

c) elemente de execuție.

Elementele receptoare sesizează variațiile mărimii de intrare sau de comandă și le transformă în variațiile unei alte mărimi, adecvată pentru operațiile următoare. Ca elemente receptoare se folosesc traductoarele și releele.

Traductoarele sînt elemente receptoare care produc o transformare recepțională a variațiilor mărimii sesizate.

Releele sînt elemente receptoare care produc o variație bruscă, în salt, a unei mărimi în momentul cînd mărimea sesizată atinge o valoare dinainte stabilită.

Traductoarele realizează o legătură continuă între variațiile parametrilor, iar releele o variație în salturi.

Elementele intermediare au rolul să primească acțiunea elementului de recepție, să producă amplificarea, transformarea și distribuirea ei pe diferite căi de transmisie și să mențină la o valoare constantă mărimea parametrului măsurat. Din această categorie fac parte : amplificatoarele, stabilizatoarele, elementele pentru transformarea acțiunilor, distribuitoarele, regulatoarele care conțin dispozitive de comparare și dispozitive de comandă etc.

Elementele de execuție primesc acțiunea ultimului element intermediar și produc variațiile necesare ale parametrului reglat. Ele pot fi : hidraulice, pneumatice sau electrice.

Elementele de execuție sînt servomotoarele, robinetele, utilajele, tijele, paletele etc.

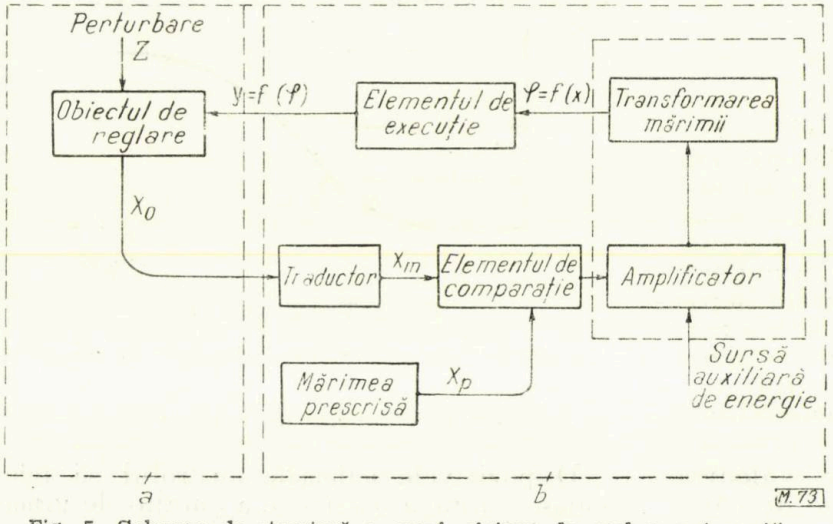


Fig. 5. Schema de structură a unui sistem de reglare automată.

Conform schemei din figura 5, reglarea automată a unui proces decurge în modul următor :

Ca urmare a apariției în proces a unei perturbații Z a încărcării, are loc o variație a parametrului reglat x_0, care este recepționată de aparatul de măsurat (traductor) și transmisă, sub forma unei indicații x_m, elementului de comparație. Acest element compară valoarea x_m cu valoarea prescrisă a parametrului reglat x_p și transmite elementului de comandă (amplificator, transformator de mărimi) diferența acestor valori $x = x_m - x_p$.

Mai departe, elementul de comandă transmite elementului de

execuție un impuls φ, care este o funcție de valoarea abaterii: $\varphi = \Phi(x)$.

Elementul de execuție imprimă o variație y a valorii parametrului de reglare, reducînd valoarea x_0 la o valoare apropiată de x_p. Variația parametrului de reglare y este funcție de impulsul φ:

$$y = f(\varphi) = f_0(x).$$

Cînd $x_0 = x_p$, $x = 0$ și funcționarea regulatorului încetează.

Variația parametrului reglat x_0 este funcție de parametrul de reglare y și de mărimea perturbantă Z:

$$x_0 = F(y) + F_0(Z).$$

Ecuațiile matematice cu ajutorul cărora se poate face calculul teoretic al sistemului de reglare sînt următoarele:

$$y = f(\varphi) = f_0(x); \quad (1)$$

$$x_0 = F(y) + F_0(Z). \quad (2)$$

Ecuația (1) exprimă acțiunea de reglare a regulatorului automat și prezintă deosebită importanță atît în construcția, cercetarea și exploatarea regulatoarelor automate cît și în proiectarea sistemelor de reglare.

Din exemplul arătat rezultă că sistemul de reglare automată este un circuit format din elemente legate în serie (sistemul poate fi închis, cînd mărimea de ieșire este funcție de mărimea de intrare, și deschis, cînd mărimea de ieșire nu are nici un efect asupra celei de intrare), care acționează unul asupra celuilalt. Fiecare element sau fiecare sistem compus din mai multe elemente este caracterizat prin mărimile de intrare și ieșire.

Relația dintre mărimea de intrare și cea de ieșire reprezintă caracteristica statică a elementului sau a sistemului.

Sisteme statice se numesc sistemele la care, în regim permanent, abaterea mărimii reglate de la valoarea prescrisă este proporțională cu mărimea perturbației care produce această abatere. În aceste sisteme, acțiunea asupra obiectului reglat este proporțională cu abaterea mărimii reglate de la valoarea cerută. Ca urmare, întotdeauna există o eroare statică, condiționată de însuși principiul de funcționare a regulatorului.

Sisteme astatice se numesc sistemele la care, în regim permanent, eroarea statică este nulă, indiferent de valoarea perturbației. În sistemele astatice, acțiunea asupra obiectului reglat este proporțională cu produsul dintre abaterea mărimii reglate și timpul în care se produce această abatere, adică este proporțională cu integrala în raport cu timpul abaterii mărimii reglate de la valoarea prescrisă.

3. *Metode de analiză a sistemelor de reglare automată*

Problema principală ce se pune cercetătorului care studiază sistemul, sau inginerului care conduce exploatarea lui, constă în determinarea condițiilor în care calitatea procesului de reglare este optimă.

Dacă unui sistem aflat în stare de repaus i se aplică o perturbație tipică, de forma unei trepte unitare, apare un proces tranzitoriu care, funcție de parametrii sistemului, poate avea fie un caracter amortizat, fie un caracter divergent.

În primul caz, sistemul se consideră stabil, deoarece, după un interval de timp oarecare, el revine la starea inițială. În al doilea caz sistemul este instabil, deoarece nu mai revine la starea de echilibrare.

Pentru a studia stabilitatea și procesele tranzitorii care au loc într-un sistem de reglare (SRA), trebuie stabilită în primul rînd ecuația diferențială care descrie funcționarea sistemului; în al doilea rînd este necesară rezolvarea acestei ecuații. Pentru scrierea ecuației diferențiale generale se folosesc ecuațiile diferitelor elemente ale sistemului. În cazul sistemelor cu ecuații diferențiale de ordin superior, găsirea rădăcinilor ecuației caracteristice și obținerea soluției necesită un volum mare de calcule.

În practică, la studiul sistemelor liniare se utilizează, de obicei, metoda caracteristicilor de frecvență.

Aceasta prezintă două avantaje esențiale: în primul rînd, curba caracteristică procesului tranzitoriu poate fi obținută indirect, fără a mai afla rădăcinile ecuației caracteristice, iar în al doilea rînd caracteristicile de frecvență ale sistemului pot fi obținute nu numai prin calcul, ci și experimental. Prin urmare, rezultatele obținute prin calcul pot fi verificate, relativ simplu, pe cale experimentală.

Caracteristica de amplitudine — fază (CAF) a unui sistem liniar se numește funcția de variabilă complexă care exprimă comportarea sistemului la perturbații sub formă de oscilații armonice.

Astfel, notînd cu numere complexe mărimea aplicată la intrare și cea obținută la ieșire, se ajunge la expresiile:

$$x = Ae^{i\omega t};$$

$$y = Be^{(i\omega t + \varphi)}.$$

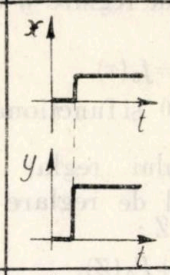
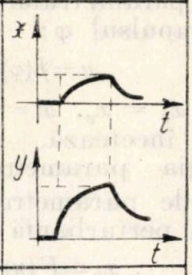
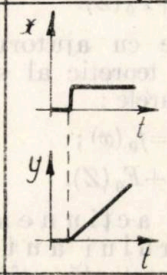
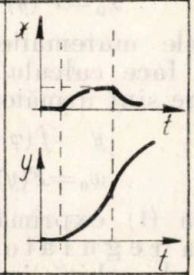
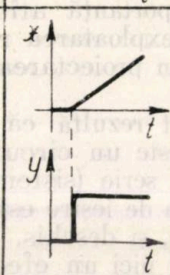
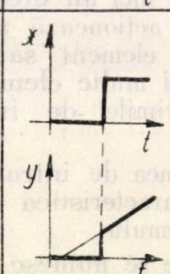
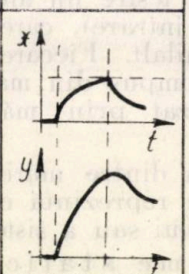
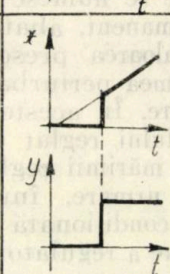
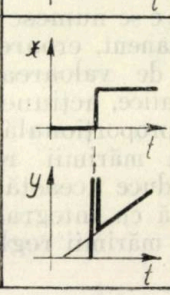
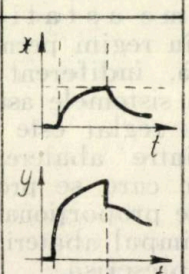
Factorul de amplificare complex este deci:

$$K(i\omega) = \frac{y}{x} = \frac{B}{A} e^{i\varphi}.$$

Într-un plan complex, factorul de amplificare este prezentat printr-un vector cu modulul: $|K(i\omega)| = \frac{B}{A}$ și argumentul φ.

Tabela 1.

Regulatoarele cu acțiune continuă (ecuații și caracteristici)

Simbol	Tipul acțiunii	Ecuația	Ecuația de variație a parametrului reglat	Caracteristica de răspuns ideală	Caracteristica de răspuns reală
P	Proporțională (static)	$y = C_1 x$	$\frac{dy}{dx} = C_1 \frac{dx}{dt}$		
I	Integrală (astatic)	$y = C_2 \int_0^t x\,dt$	$\frac{dy}{dx} = C_2 x$		
D	Derivativă	$y = C_3 \frac{dx}{dt}$	$\frac{dy}{dx} = C_3 \frac{d^2x}{dt^2}$		Nu se folosește industrial
PI	Proporțională și integrală	$y = C_1 x + C_2 \int_0^t x\,dt$	$\frac{dy}{dx} = C_1 \frac{dx}{dt} + C_2 x$		
PD	Proporțională și derivativă	$y = C_1 x + C_3 \frac{dx}{dt}$	$\frac{dy}{dx} = C_1 \frac{dx}{dt} + C_3 \frac{d^2x}{dt^2}$		Nu se folosește industrial
PID	Proporțională integrală și derivativă	$y = C_1 x + C_2 \int_0^t x\,dt + C_3 \frac{dx}{dt}$	$\frac{dy}{dt} = C_1 \frac{dx}{dt} + C_2 x + C_3 \frac{d^2x}{dt^2}$		

Unind printr-o curbă extremităţile mai multor vectori din planul complex, care corespund la diferite frecvenţe, se obţine aşa-numita caracteristică de amplificare — fază — frecvenţă.

Criteriul de stabilitate Nyquist-Mihailov dă posibilitatea rezolvării problemei stabilităţii pe baza cercetării caracteristicilor amplitudine — fază ale elementelor sistemelor de reglare automată care pot fi determinate experimental.

Sistemele închise de control şi reglare automată trebuie să satisfacă trei condiţii esenţiale :

a) sistemul în stare închisă să fie stabil ;

b) eroarea sistemului în regim permanent să nu depăşească eroarea prescrisă ;

c) procesul său tranzitoriu să fie satisfăcător.

În practică, aceste trei condiţii sînt de obicei contradictorii şi de aceea se caută să se ajungă la un compromis.

În general, pentru stabilizare, pentru micşorarea erorii sistemului de reglare automată în regim permanent şi pentru asigurarea unui proces tranzitoriu corespunzător, se folosesc dispozitive de corecţie speciale, ale căror caracteristici şi parametri pot fi variate uşor în limite largi.

4. Clasificarea regulatoarelor automate

În diversele procese industriale se utilizează o gamă variată de regulatoare automate.

Principalele criterii de clasificare a regulatoarelor automate sînt : parametrul reglat (de temperatură, de debit etc.) ; energia auxiliară (cu acţiune directă şi acţiune indirectă — pneumatice, hidraulice, electrice etc.) ; după acţiunea de reglare (discontinuă — cu două şi mai multe poziţii — şi continuă — proporţionale, integrale etc.) ; montajul şi redarea valorii măsurate (locale, la distanţă, înregistratoare, indicatoare, integratoare etc.).

Clasificarea regulatoarelor în funcţie de modul acţiunii a căpătat cea mai largă răspîndire.

În tabela 1 sînt prezentate ecuaţiile şi caracteristicile celor şase tipuri de regulatoare cu acţiune continuă.

Astfel, în practică, un regulator poate fi denumit în felul următor : „regulator PID, pneumatic, indicator şi înregistrator, local, de *p*H".

Bibliografie

[1] Han, G. A. *Oprobovanie, kontrol i avtomaticeskoe regulirovanie proţesov obogaşcenia.* Metallurghizdat, Moskva, 1958.

[2] Dianov-Klokov, B. I. *Logarifmiceskii fotometr dlea oblast 0,7—0,2 mikronob.* În : PTE (Priborî i tehnika experimenta), nr. 6, 1959.

[3] Guran, M. şi Han, G. A. *Avtomaticeskii beskontaktnii metod opredelenia ostatocinoi konţentraţii ionov ksantogenata v ratvore.* În : Buletinul ŢINN — ŢM, Moskva, nr. 21, 1960.

[4] Oppelt, V. *Osnovî tehniki avtomaticeskovo regulirovania.* Gosenergoizdat, Moskva, 1960.

[5] Krug, G. K. şi Krug, E. K. *Elementele electrice de corecţie din montajele de control şi reglare automată.* Editura tehnică, Bucureşti, 1961.

[6] Harnauer, W. *Automatisation industrielle.* Dunod, Paris, 1959.

[7] Grigoriu, I. şi Badea, L. *Controlul şi reglarea automată în tehnologiile chimice.* Editura tehnică, Bucureşti, 1959.

[8] * * * *Manualul inginerului termotehnician.* Editura tehnică, Bucureşti, 1962.

[9] Guran, M. *Posibilităţile de automatizare a instalaţiilor de preparare mecanică.* În : Revista Minelor, Bucureşti, nr. 12, 1957.

[10] Guran, M. şi Han, G. A. *Cercetări pentru folosirea electrodului de cupru în determinarea concentraţiei reziduale de xantat.* În : Revista Minelor, Bucureşti, nr. 7, 1960.

Tehnologia exploatării unui corp de zăcămînt la mina Ghelar

Ing. M. Leonte

Spre deosebire de metodele de exploatare a zăcămintelor de minereuri cu productivitate mică (cu rambleiere, cu susținere și rambleiere), care au ocupat și ocupă încă o pondere destul de ridicată, metodele de exploatare de înaltă productivitate (prin galerii de subetaj, prin înmagazinare pe direcție, metoda combinată, înmagazinare în camere transversale cu pilieri abatați prin galerii de subetaj, metode cu surpare) necesită un volum bine determinat de lucrări de pregătire, pregătirea fiind o fază de lucrări de care depinde buna desfășurare a procesului tehnologic în faza de exploatare și evacuare a minereului.

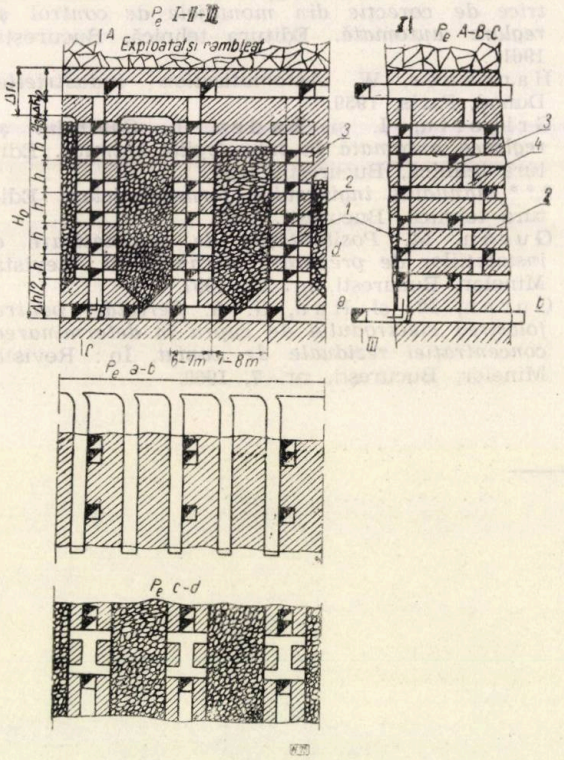


Fig. 1. Metodă de exploatare combinată (camere-magazin transversale cu pilieri între ele abatați prin subetaje):

1 — suitor de bloc; *2* — transversală de subetaj; *3* — nișe direcționale de subetaj; *4* — suitori între subetaje.

Atît la metoda cu galerii de subetaj cît și la cea cu înmagazinare sau combinată, perforajul și evacuarea au o pondere importantă. Avantajul pe care-l prezintă metodele de mare productivitate este acela că nu se poate trece la faza de exploatare și evacuare pînă ce lucrările de pregătire aferente exploatării nu sînt terminate în întregime.

Tocmai această caracteristică face ca indicele de extracție să fie mult mai ridicat decît la metodele de exploatare cu rambleiere sau cu susținere și rambleiere.

De exemplu, la mina Ghelar, după exploatarea unui panou compus din trei camere și trei pilieri, prin metoda combinată, s-a obținut un indice al intensității de exploatare de 52,5 t/m² suprafață în exploatare pe an, față de 14,5 t/m² pe an la metoda cu susținere și rambleiere. Indicele de exploatare sau randamentul suprafeței active de zăcămînt realizat (52,5 t/m² pe an) poate fi substanțial îmbunătățit, prin mărirea înălțimii subetajelor de la 5 ÷ 6 m la 8 ÷ 10 m, ceea ce duce, în cazul metodei combinate, la reducerea consumului de lucrări de pregătire de la 11,4 m/1 000 t rezervă pregătită la 7 m/1 000 t rezervă pregătită.

Tot la metoda combinată (fig. 1), productivitatea muncii a ajuns la 6,5 t/post pe total panou (lucrări de pregătire, de înmagazinare, de abatare a pilierilor și evacuare), 27/post la înmagazinare și 38,3 t/pist la abatarea pilierilor.

Indicele de coborîre a lucrărilor miniere, după exploatarea acestui panou, este de 16 m/an.

Randamentul pe total panou este mult mai scăzut față de cel de la înmagazinare și abatarea pilierilor, datorită faptului că lucrările de pregătire au fost în fronturi mici (4—5 m²), iar evacuarea minereului a consumat multe posturi.

În ceea ce privește tehnologia extragerii pilierilor dintre magazine, este de remarcat faptul că pregătirea lor cu galerii de subetaj s-a făcut concomitent cu înmagazinarea în camere și apoi perforarea lor totală cu găuri de maximum 3 m lungime cu ajutorul perforatoarelor CP-23, împușcarea totală a pilierilor făcîndu-se între camerele magazinelor pline, deci o împușcare intensivă (în mediu restrîns). Prin executarea împușcării pilierilor în spații restrînse s-a obținut o granulație foarte bună, cu foarte puține „ne-

gabarite", obținîndu-se un consum de exploziv la sfărîmarea secundară de 0,040 kg/t.

Granulația din magazin a putut fi urmărită în timpul înmagazinării, iar în timpul evacuării nu au fost multe cazuri de sfărîmări secundare.

Ca factori principali, care au dus la aplicarea acestei metode, au fost condițiile geotectonice, care — spre deosebire de cele prezentate în „Revista Minelor" (nr. 10, 1961, p. 466—469) — se caracterizează prin grosimea zăcămîntului, ce variază între 10 și 18 m, iar zonele de falii s-au folosit și se folosesc ca limite între panouri, ceea ce reprezintă o siguranță mărită în exploatare, precum și reducerea diluției minereului. Cu multă precauție împușcat și apoi copturit, zăcămîntul este stabil la tavanul liber al magazinului la 160 m², iar în cazul cînd apar fisuri în tavanul magazinului, care favorizează deblocarea, se trece la abatarea în pană, formîndu-se astfel o boltă de echilibru static (fig. 2).

lieri ai galeriei de bază și tavanul de sub galeria de cap :

$$H_c = H_0 - \Delta H, \quad (1)$$

unde :

H_c reprezintă înălțimea camerei, m ;

H_0 — înălțimea orizontului, m ;

ΔH — înălțimea însumată a celor doi pilieri de deasupra galeriei de bază și tavanul de sub galeria de cap, m ;

$H = k.M$,

unde :

$k = 0{,}4$ — 0,8 (coeficient determinat pe bază de experiență în funcție de compactitatea zăcămîntului și de deschiderea tavanului) :

M — grosimea zăcămîntului, m.

Astfel se determină suma înălțimilor celor doi pilieri ($\triangle H$), care se ia 0,5 $\triangle H$ pentru pilierul de pe bază și 0,5 $\triangle H$ pentru grosimea tavanului. Prin aplicarea continuă a metodei de exploatare combinate, descendent de la orizont la orizont, grosimea tavanului va fi $\triangle H$ (fig. 1).

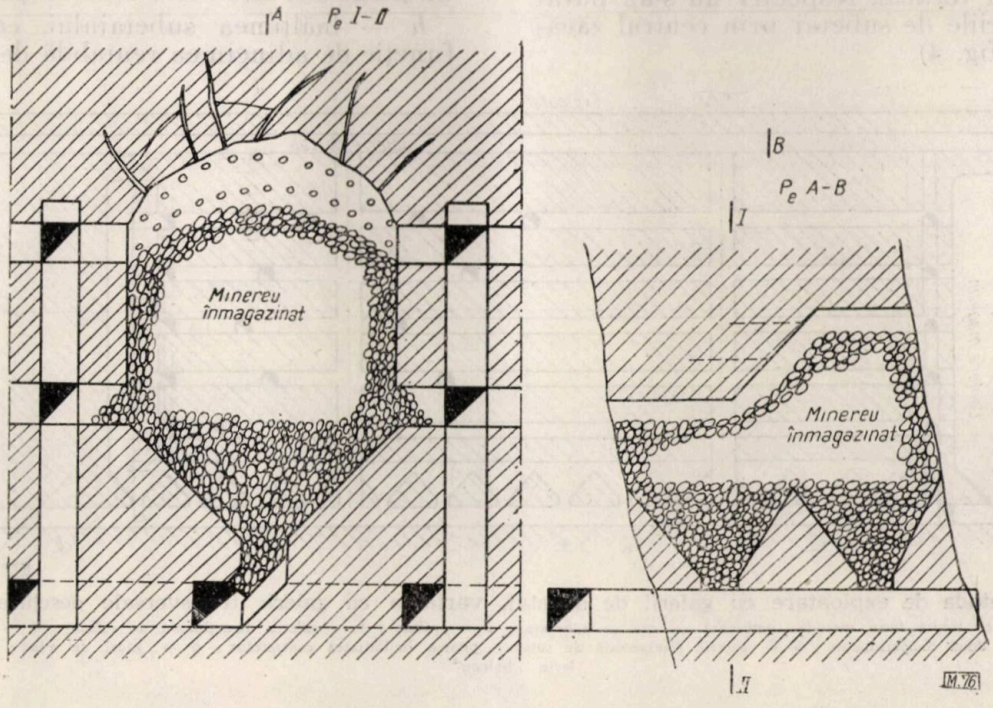


Fig. 2. Variantă de abatare în boltă pentru tavanele fisurate.

Elementele dimensionale ale metodei s-au luat prin analogie din literatura de specialitate, cu mici diminuări, pentru aceleași condiții de zăcămînt.

Lățimea camerei-magazin pe direcție este de 8 m, lungimea 10—20 m, după cît este grosimea, predominînd cea de 12 m ; înălțimea magazinului variază în funcție de grosime, de la 40 la 45 m, și se determină scăzînd din înălțimea orizontului grosimea celor doi pi-

Înălțimea pilierului de pe bază se mai verifică în funcție de doi factori principali :

— rezistența pilierului galeriei de bază la șocul produs de împușcătura în masă a pilierului vertical dintre magazine ;

— densitatea pîlniilor pentru evacuarea minereului, din condiția ca generatoarea trunchiului de con să nu aibă o înclinare mai mică față de orizontală de 50°. În condițiile minei Ghelar, tavanul deasupra gale-

riei de bază s-a luat de 4 m, iar distanța între pilnii de 5—6 m, ceea ce a asigurat un debit de evacuare mediu de 100 t de pe 100 m² de cameră în timp de 8 ore (unde se include încărcarea, manevrarea vagonetelor, sfărîmarea secundară în gura de rostogol și curățirea galeriei în cazul scăpării materialului).

Atît la panoul exploatat cît și la celelalte trei panouri în exploatare cu metoda combinată, nu s-au întîmplat cazuri de surpare a tavanelor din camerele magazinului, iar pilierii s-au comportat și se comportă destul de bine din punct de vedere al stabilității.

Tot în același corp de zăcămînt, de pe orizontul VI, spre vest, zăcămîntul se îngustează ajungînd la 8—10 m, cu variații pe înclinare pînă la 13—15 m. Pe o distanță de 100 m pe direcție se execută pregătirea unui panou pentru exploatarea prin galerii de subetaj cu perforarea din transversale deschise sau „balcon" (fig. 3). S-a recurs la această schemă de pregătire și abatare datorită faptului că zăcămîntul pe direcție nu are azimut constant, atît în planul orizontal cît și în cel vertical, respectiv nu s-au putut dirija galeriile de subetaj prin centrul zăcămîntului (fig. 4).

de împușcare are o repartiție uniformă în volum (fig. 5).

Pe lîngă cele arătate, marele avantaj pe care îl prezintă această schemă de pregătire și abatare este că se poate extrage toată rezerva pregătită între culcuș și coperiș, ceea ce nu se poate realiza la subetaje cu perforare în evantai. La prima vedere se poate trage concluzia că volumul lucrărilor de pregătire pentru schema cu galerii „balcon" ar fi mai mare, iar pentru cea cu evantai — mai mic, însă, ținînd seamă de randamentul găurilor într-un caz și altul și de ușurința cu care se execută galeriile „balcon", se obține o compensare a capacităților de producție, chiar și o depășire pentru varianta acceptată de noi.

Consumul de lucrări de pregătire se exprimă după următoarea relație :

$$E = 1000 \left(\frac{1}{Mh} - \frac{k}{H_0 h} \right), \text{ m/1 000 t} \qquad (2)$$

în care :

E reprezintă consumul specific de lucrări de pregătire, m/1 000 t rezervă pregătită ;

h — înălțimea subetajului, care este în funcție de adîncimea rentabilă de perforat a

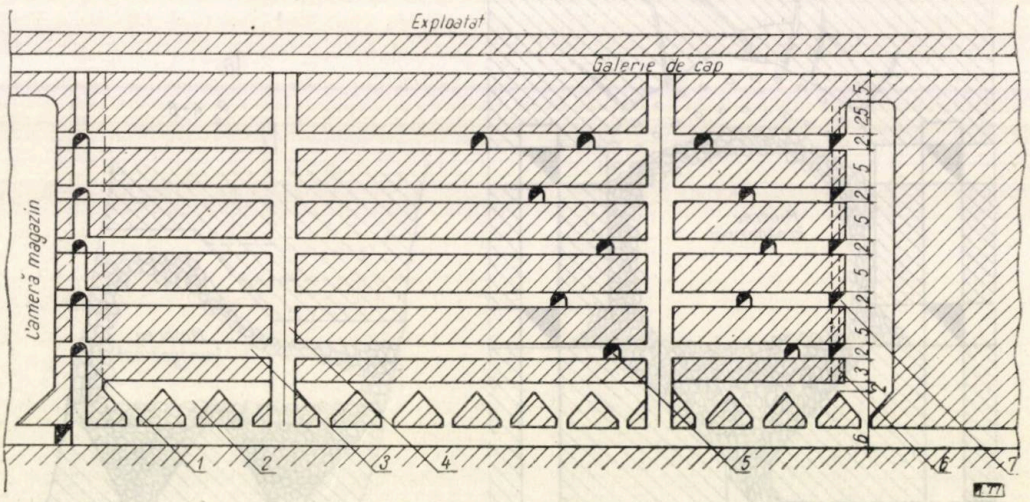


Fig. 3. Metoda de exploatare cu galerii de subetaj, varianta cu galerii transversale deschise „balcon" :
1 — pilier limită între metoda combinată cu cea cu subetaje ; *2* — pilnie ; *3* — galerie direcțională de subetaj ; *4* — suitor de panou cu două compartimente ; *5* — galerie transversală de subetaj pentru delimitarea contactelor ; *6* — găuri de mină ; *7* — galerie „balcon"

Pe lîngă factorul geologic care a dus la această schemă de pregătire și abatare a subetajelor, mai este și factorul energetic al împușcării. Practica a arătat că găurile dispuse paralel atît cu suprafața liberă cît și între ele au un randament, în t/m de gaură, față de cele dispuse în evantai, de 1,8 ori mai mare, productivitatea perforatoristului, în tone pe schimb, fiind de 1,3 ori mai mare la găuri paralele decît la cele în evantai ; granulația este, de asemenea, mult mai uniformă, tocmai datorită faptului că energia mașinii din dotație, m (pentru CP-23, h este de 2 m, iar pentru CP-29 — de 3—3,5 m).

Mai este necesar de amintit și despre perforatoarele telescopice CP-40, care sînt așteptate de mult timp pentru a fi introduse în tehnologia exploatării zăcămintelor de minereuri, precum și tijele înfiletate atît pentru CP-40 cît și pentru CP-29.

În condițiile prezente avem : $M = 8$ m, $h = 6$ m, $H = 50$ m și $k = 0{,}6$ m ; rezultă $E = 18$ m/1 000 t rezervă pregătită. Dacă ar fi fost CP-40, $h = 8$ m și, respectiv, $E =$

= 14 m/1 000 t rezervă pregătită. Pe lîngă reducerea consumului specific de lucrări de pregătire, cu perforatoare CP-40 şi CP-29 se obţine o viteză de perforare mai mare cu 20% faţă de CP-23.

Trebuie să precizăm că, pentru perforarea găurilor de mină adînci de 3—4 m şi mai

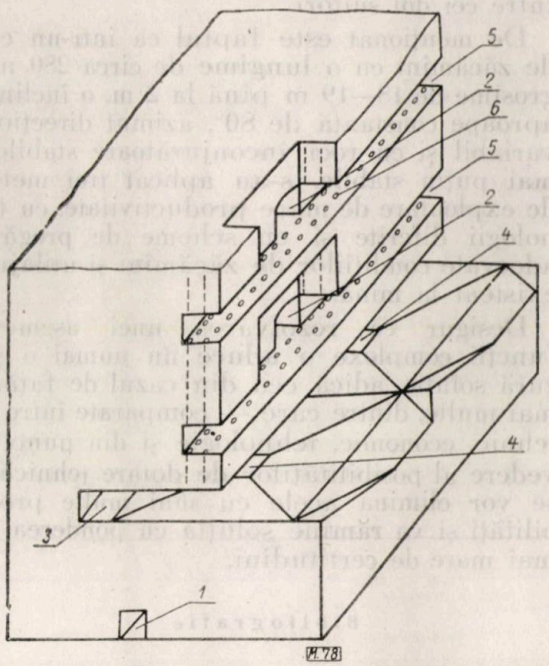


Fig. 4. Tehnologia pregătirii şi abatării subetajelor prin galerii deschise „balcon" :
1 — transversală pe bază ; *2* — galerie direcţională de subetaj ; *3* — preabataj orizontal de degajare ; *4* — pilnii ; *5* — galerii de subetaj transversale deschise „balcon" ; *6* — găuri de mină.

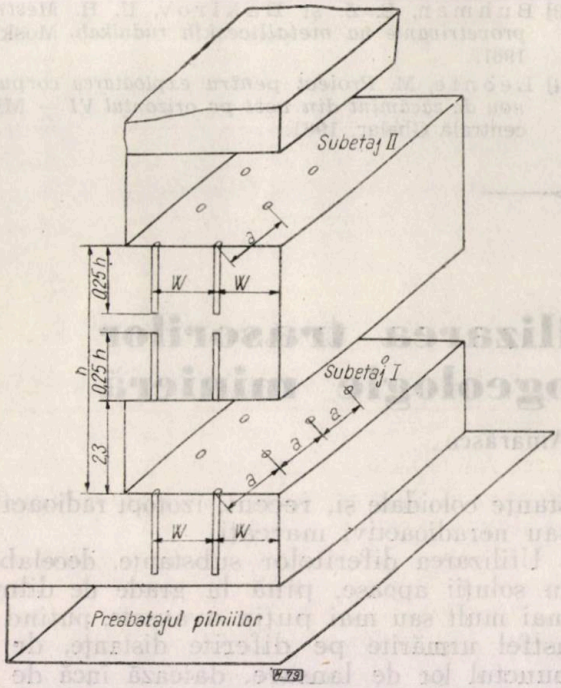


Fig. 5. Schema parametrilor de perforare în galerii deschise de subetaj.

mult, nu poate fi înlocuit utilajul rotativ-percutant cu cel rotativ, care are o viteză de forare de 8—9 ori mai mică.

Viteza de înaintare a lucrărilor de pregătire, galerii nearmate cu un profil de 3,6—4,0 m², pe panou cu 3—4 fronturi o dată în lucru, a ajuns la 170 m/lună.

Întrucît împuşcarea se face pe toată înălţimea camerei, de 40 m, şi lăţimea 8—10 m, cu milisecund şi aceeaşi serie de amorse electrice pe fiecare subetaj, vom avea o împuşcare concentrată, ceea ce duce la necesitatea de a nu avea lucrări de pregătire cu profile mai mari de 3,8—4 m².

Această condiţie rezultă din faptul că mărirea profilului cu $\triangle S$, m², reduce stabilitatea, care poate să fie compensată cu (2—3) $\triangle S$, m² beton armat. Pentru ca operaţia de evacuare să aibă un debit mărit, s-au determinat parametrii pentru perforare şi împuşcare corespunzători scopului final. Astfel, linia de minimă rezistenţă W pentru găuri cu diametrul de 42 mm este optimă la 1,0—1,2 m, mărime la care se obţine o granulaţie cu o clasă granulometrică de 150—300 mm mai puţin de 25%, iar granule negabarite în proporţie de maximum 5%.

Distanţa a dintre găuri pe aliniament pentru astralită este de 0,7—0,6 m, putînd fi mărită pînă la 1,0 m în cazul folosirii, ca material explozibil, a dinamitei. Din parametrii de mai sus se vede că suprafaţa activă a unei găuri va fi de 0,7—0,72 m² pe gaură (fig. 5).

Stabilitatea camerei (pereţii laterali şi tavanul) mai este în funcţie de viteza de deplasare a frontului şi de cantitatea de exploziv folosită la împuşcături concentrate, şi anume direct proporţională cu prima şi invers proporţională cu a doua.

Plecînd de la parametrii metodei de exploatare prin subetaje şi indicii tehnico-economici obţinuţi, se poate preciza într-o anumită măsură această funcţie, baza pentru reuşita aplicării în continuare a metodei. Grosimea zăcămîntului pentru subetaje pe direcţie se limitează la 8—10 m, rocile înconjurătoare stabile, infiltraţii de apă cît se poate de reduse, înclinare mai mare de 65—70°, pe lîngă care este necesară aplicarea unei scheme de pregătire cît se poate de raţională şi economică, obţinerea unui randament pe suprafaţa activă de zăcămînt de 55—75 t/m² pe an, iar în ceea ce priveşte respectarea grosimii tavanului, după relaţia (1) se poate menţiona că nu este admis să se facă abateri, în special spre reducere. Cantitatea de material exploziv folosită la o împuşcare concentrată este recomandabil să fie cît se poate de redusă, adică strictul necesar pentru satisfacerea procesului tehnologic de abătare şi sfărîmare. Excesul în această direcţie duce la scoaterea camerei din

echilibru mai devreme şi surparea rocilor înconjurătoare sau a tavanului, anulîndu-se camera.

Întrucît corpul de zăcămînt mai continuă spre vest încă 60—70 m, cu o grosime de la 9 la 2 m şi cu roci înconjurătoare în nord

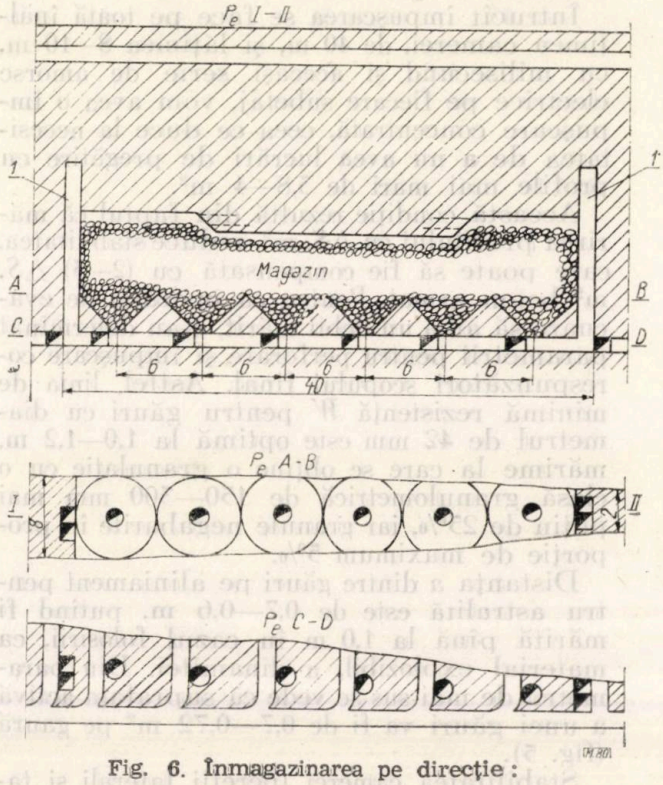


Fig. 6. Înmagazinarea pe direcţie:
I — suitor de panou.

stabile, calcare, iar în sud şisturi sericito-cuarţoase şi puţin stabile, se pregăteşte exploatarea prin înmagazinare pe direcţie (fig. 6). Pregătirea constă în pîlnii pe bază şi doi suitori, unul la limita vestică şi unul la limita estică a panoului. Suitor în magazin nu poate fi făcut, întrucît, în timpul evacuării surplusului provenit din înfoiere, suitorul va fi deplasat şi, respectiv, scos din funcţiune. Abatarea în magazin se face într-o singură treaptă răsturnată, pe o înălţime de 4.0 m, cu găuri mărunte orizontale între cei doi suitori.

De menţionat este faptul că într-un corp de zăcămînt cu o lungime de circa 280 m, o grosime de 18—19 m pînă la 2 m, o înclinare aproape constantă de 80°, azimut direcţional variabil şi cu roci înconjurătoare stabile şi mai puţin stabile, s-au aplicat trei metode de exploatare de mare productivitate, cu tehnologii diferite şi cu scheme de pregătire adecvate condiţiilor de zăcămînt şi utilajului existent la mină.

Desigur că rezolvarea unei asemenea funcţii complexe o aduce nu numai o singură soluţie, adică cea din cazul de faţă, ci mai multe, dintre care — comparate între ele tehnic, economic, tehnologic şi din punct de vedere al posibilităţilor de dotare tehnică — se vor elimina acele cu mai multe probabilităţi şi va rămîne soluţia cu ponderea cea mai mare de certitudini.

Bibliografie

[1] Agoskov, M. I. şi alţii. *Issledovanie osnovnîh tehnologhiceskih proţessov pri podzemnoi razrabotke moşnih mestorojdenii krepkih rud.* Akademiia Nauk S.S.S.R., Moskva, 1959.

[2] Malahov, G. M. şi alţii. *Razrabotka rudnîh zaleţei krivorojskovo basseina na bolşih glubinah.* Moskva, 1961.

[3] Buhman, E. Z. şi Bakirov, U. H. *Mestnoe provetrivanie na metalliceskih rudnikah.* Moskva, 1961.

[4] Leonte, M. *Proiect pentru exploatarea corpului nou de zăcămînt din vest pe orizontul VI* — Mina centrală Ghelar, 1961.

Contribuţii privind utilizarea trasorilor în probleme de hidrogeologie minieră

Ing. R. Molnar Amărăscu

I. Despre trasori în general şi despre utilizarea lor în cercetările hidrogeologice din diferite ţări

Metodele de investigaţie în studiile hidrogeologice moderne includ, pe o scară din ce în ce mai largă, utilizarea diferiţilor trasori: substanţe chimice, coloranţi organici, substanţe coloidale şi, recent, izotopi radioactivi sau neradioactivi marcaţi.

Utilizarea diferitelor substanţe, decelabile în soluţii apoase, pînă la grade de diluţie mai mult sau mai puţin avansate, putînd fi astfel urmărite pe diferite distanţe, de la punctul lor de lansare, datează încă de la începutul secolului trecut: boabe de ovăz sau de tărîţe, amidon, drojdie sau argile

coloidale erau întrebuințate fie pentru detectarea unor pierderi de debite, fie pentru stabilirea unor legături hidraulice subterane.

Între primii trasori utilizați se numără și *bacteriile* : a) colorante, de tipul *Bacilus violaceus* (culoare albastră), *Bacilus pyocyamen* sau cromogeni (culoare roșie), sau b) fără proprietăți colorante (colibacili), detectabili prin analize bacteriologice.

Un progres important marchează introducerea *substanțelor chimice* în categoria trasorilor. În 1887, A. Thiem studiază vitezele de curgere ale unor orizonturi de ape freatice, prin intermediul clorurii de sodiu și al clorurii de calciu, întîmpinînd însă mari dificultăți, din cauza conținutului natural în cloruri, atît al rocilor, cît și al apelor subterane. „Metoda clorurilor" nu a condus la rezultate prea concludente, nici în cazul cercetării stratelor acvifere ale nisipurilor de la Stralsund (A. Thiem) și nici în studiul alimentării cu apă a orașului Praga (Prinz).

Rezultate mai bune au fost obținute de Diénert, în stabilirea, cu ajutorul clorurii de calciu, a legăturii existente între pierderile rîului Blaise și izvoarele „Abîme", precum și mai tîrziu, de Haegler, la determinarea comunicării dintre pîrîul Furlebach, fîntînile din Lansen și cîmpurile vecine de irigație, de la Voisine.

În toate aceste cercetări, metoda de detectare a trasorului a constat într-o analiză chimică obișnuită.

O notă nouă aduc studiile lui Schlichter, legate de problema alimentării cu apă potabilă a orașului New-York ; în acest caz detectarea trasorului s-a efectuat pe baza unor *măsurători electrice,* urmărind creșterea conductibilității electrice, în urma adaosului de clorură de amoniu.

În ultimii cinci ani, hidrogeologii din R.P.U. au reactualizat și au perfecționat metoda utilizării substanțelor chimice drept trasori, întrebuințînd însă *„ioni-trasori"*, care, pe de o parte, nu se întîlnesc în roci obișnuite sau ape, decît cel mult în cantități foarte reduse, și pe de altă parte pot fi ușor detectați pe baza unor prospecțiuni chimice, simple, de teren. Cele mai importante sînt : Cu^{++} (sulfatul de cupru), Zn^{++} (sulfatul de zinc) și Ni^{++} (sulfatul de nichel).

Tehnologia metodei constă în introducerea într-un foraj indicator a substanței chimice și urmărirea direcției și vitezei de propagare a acestei substanțe, prin 4—6 foraje de observație.

Procedeul tehnologic simplu și faptul că substanțele utilizate nu sînt nocive deschid acestei metode frumoase perspective de viitor, îndeosebi pentru cercetările orizonturilor de ape freatice.

Tot în categoria trasorilor chimici se clasifică și utilizarea *gazelor* sub formă de bule fine, introduse la talpa unui puț sau a unui foraj. Condiția de reușită a acestei metode este ca apele cercetate să nu conțină ele însele gaze.

Substanțele *odorante,* decelabile prin miros, de tipul „Saprolului" sau al unor hidrocarburi aromatice, nu și-au găsit decît o utilizare foarte limitată.

Extinderea cea mai largă și mai universală în tehnica trasorilor au cunoscut-o însă *coloranții organici.* Într-adevăr, aceștia prezintă multe din proprietățile necesare unui bun trasor, ca : gradul înalt de decelabilitate, posibilitatea depistării ușoare și necontaminarea mediului apos. Sînt ieftini și ușor de obținut.

Locul de frunte între coloranții organici îl ocupă *fluoresceina,* un tetraoxiftalofenon anhidru ($C^{20}H^{10}O^4Na^2$), care în mediu apos afectează o culoare irizantă, galben-verzuie, fiind decelabilă pînă la o diluție de 1/400 000 000, iar cu fluoroscopul Trillat sau cu microscopul — pînă la 1/2 000 000 000.

Pe lîngă fluoresceină sau uraninâ (fluoresceină industrială), coloranții organici mai frecvent întrebuințați sînt : eozina și fucsina (culoare roșie), anilina, rodamina B, fenolftaleina, albastrul de metilen etc.

Coloranții organici prezintă însă și unele dezavantaje :

— sînt adsorbiți de anumite roci : argile, soluri, turbă etc. ;

— factorul lor, foarte ridicat de difuzie denaturează frecvent determinările cantitative, necesitînd în consecință introducerea unor factori de corecție ;

— coloranții sînt greu decelabili în ape tulburi, cazul frecvent al apelor industriale sau al apelor de mină ; în aceste cazuri probele recoltate trebuie filtrate ;

— culorile sînt uneori parțial distruse de lumină puternică ;

— unii coloranți, printre care și fluoresceina, sînt parțial descompuși în medii acide (ape cu acid carbonic, ape acidulate prin reziduuri de fabricație, acizi humici etc.). În unele cazuri, pentru remedierea acestor neajunsuri, s-a utilizat, ca mediu de dizolvare a fluoresceinei, o bază puternică : hidroxid de sodiu sau de potasiu.

Fluoresceina a fost utilizată pentru prima dată de Kop, în 1877, pentru studiul legăturii dintre pierderea de debit a Dunării, dintre localitățile Imendingen și Fridingen, și sursele puternice de la Aach. S-a lansat o cantitate de 10 kg fluoresceină, care a reapărut după 60 de ore, în sursele de la Aach. În mod similar s-a constatat, utilizînd de asemenea fluoresceină (4 kg), și legătura dintre pîrîul Nancray și izvorul d'Arcier, care alimentează orașul Besançon (Jeannot și Thoinot).

Curînd după aceste prime experienţe, destinate exclusiv stabilirii legăturilor hidraulice subterane, fluoresceina începe să fie utilizată şi pentru determinarea altor parametri. Astfel, Marboutin, prin lansarea a 900 g fluoresceină în zona izvoarelor care alimentează Parisul (bazinul Haut-Chevnier), a urmărit răspîndirea colorantului în diferite surse pe o suprafaţă de 80 km² (curbe izocronocromatice), determinînd şi viteza medie de circulaţie, de 130 m/h.

În ţara noastră, coloranţii organici au fost utilizaţi numai sporadic, pentru rezolvarea unor probleme locale de infiltraţii de apă, în construcţii subterane, sau pentru soluţionarea unor probleme din hidrogeologia apelor minerale (Sîngeorz-Băi, Sovata, Herculane, Borsec etc.).

O dată cu descoperirea *izotopilor radioactivi,* coloranţii organici tind să fie înlocuiţi prin aceste substanţe, îndeosebi de cînd izotopii radioactivi pot fi daţi, pe scară industrială largă, în reactoare nucleare şi ciclotroane.

Izotopii radioactivi sînt *trasori de înaltă valoare,* întrucît pot fi decelaţi pînă la diluţii extrem de mari, au un potenţial de solubilitate ridicat pentru compuşii lor obişnuiţi şi un grad de difuzie care nu deformează în mod sensibil citirile. De asemenea, izotopii radioactivi rămîn neinfluenţaţi de condiţiile fizico-chimice ale mediului apos (aciditate, alcalinitate, tulbureală etc.), fiind şi mai puţin adsorbiţi de către formaţiunile înconjurătoare decît coloranţii organici.

Dintre primele utilizări ale izotopilor radioactivi ca trasori, în studii hidrogeologice, menţionăm stabilirea alimentării izvoarelor termale de la Luz şi Cauterets, prin lacurile situate pe versantul sudic al masivului Cauterets (Pirinei). Trasorul utilizat în aceste experienţe (1953), de Institutul de hidrologie din Franţa, a fost iod ^{131}.

În 1954, Biroul minelor din Bartlesville, Oka (S.U.A.), studiază dinamica apelor de zăcămînt dintr-un cîmp petrolifer, prin injectarea izotopilor: iod^{131}, ruteniu^{103} şi iridiu^{192}, într-o sondă neproductivă, urmărind apoi prin carotaje radioactive reapariţia lor la alte sonde, productive.

Rubidiul^{86} a fost întrebuinţat pentru cercetarea originii apei, dintr-una din oazele centrale ale Sudanului (C. S. Fox).

Pentru determinarea vitezelor de curgere ale apelor reziduale din canalele oraşului New-York, o soluţie de 1 m³ de bromură de radiu a fost suficientă pentru urmărirea unor debite zilnice, de 20—140 milioane litri.

Determinarea vitezei de pătrundere a apei sub barajul de la Rosshaupten, pe rîul Lech (R.F.G.), s-a făcut prin injectare de iod^{131} într-o sondă, urmărindu-se apoi reapariţia acestuia în forajele situate în jurul barajului.

Începînd din 1956, cercetătorii sovietici K u r s i n şi M i h a i l o v s k i utilizează izotopi radioactivi chiar pentru determinări cantitative de debite, folosind diferiţi izotopi: fosfor^{32}, calciu^{45}, itriu^{91}, prazeodiu^{143} şi wolfram^{185}, stabilind totodată şi factorii de corecţie pentru eliminarea erorilor datorite caracteristicii statice a radiaţiilor.

În R.P.U. (1958—1959), izotopii: natriu ^{24}, cupru^{64} şi iod^{131} au fost întrebuinţaţi atît pentru studiul alunecărilor de teren, datorită infiltraţiilor de ape, sub fundaţiile fabricii de cărămizi din Ujlak, precum şi pentru determinarea circulaţiei apelor superficiale, sub fundaţia unor edificii din Budapesta.

O aplicaţie vastă şi-au găsit izotopii trasori, atît în U.R.S.S. cît şi în ţara noastră, în studiul afluenţelor apelor de zăcămînt, în diversele *cîmpuri petrolifere,* după cum şi în controlul cimentărilor sondelor adînci de ţiţei sau de gaze în vederea izolării apelor de zăcămînt.

În toate aceste experienţe, decelarea izotopului radioactiv are loc fie cu aparate de detectare Geiger-Counter sau fotoscintilatoare, fie prin carotaj radioactiv (curba γ).

Izotopii radioactivi, pe lîngă avantajele care justifică extinderea utilizării lor ca trasori, au însă şi dezavantajul contaminării mediului prin care circulă, împiedecînd frecvent, pe o durată mai îndelungată, utilizarea apelor contaminate. Din acest motiv, în studiile prin trasori ale alimentărilor cu apă potabilă (orizonturi freatice), în cele mai multe cazuri se recurge şi în prezent la trasori chimici sau coloranţi.

Neajunsul contaminării mediului poate fi evitat prin utilizarea unor *izotopi marcaţi neradioactivi,* de obicei izotopi cu concentraţie ionică mai mare, de tipul O_8^{18} sau H_1^2. Această „apă marcată" nu prezintă nici un fel de contaminare. Izotopii cu concentraţie ionică mare pot fi detectaţi, cu foarte mare precizie, în *analizele spectrale de masă.* Au însă dezavantajul că nu pot fi decelaţi decît din probe *recoltate,* iar analizele spectrale de masă necesită aparatură specială de laborator. De asemenea, analiza spectrală este influenţată uneori, în mod defavorabil, şi de conţinutul propriu, eventual mai ridicat, în O_8^{18} sau H_1^2 al apei de cercetat.

II. Trasorii de tip nou, mijloace tehnice moderne de investigaţie în hidrogeologia minieră

Un larg cîmp de utilizare a trasorilor de tip nou — substanţe chimice, *coloranţi şi izotopi radioactivi* — îl oferă diferitele probleme de hidrogeologie minieră.

În primul rînd menţionăm cercetarea *infiltraţiilor de suprafaţă* din rîuri, pîraie, lacuri

etc., *în construcţiile miniere sau în zonele de exploatare a minereurilor şi a substanţelor minerale utile.*

Pe lîngă confirmarea sau infirmarea legăturii hidraulice dintre apele de suprafaţă şi mină (lucrările miniere şi zăcămînt), utilizarea trasorilor permite o conturare a zonelor de infiltraţie mai intensă, cu stabilirea direcţiilor preferenţiale de curgere şi a vitezelor cu care au loc aceste infiltraţii.

În al doilea rînd, şi poate şi mai importante, sînt *cercetările legăturilor şi influenţelor diferitelor orizonturi acvifere de adîncime (ape subterane), atît asupra zăcămîntului însuşi cît şi asupra construcţiilor miniere.*

În 1961, Institutul de cercetări de minereuri din Praga (S. Klir, F. Hercog şi J. Pacovsky) publică un studiu privind rezultatele urmăririi cu fluoresceină a infiltraţiilor celor trei pîraie care străbat perimetrul de exploatare al importantului zăcămînt de fier de la Zips — Gömör, Erzgebirge.

Un studiu similar a fost elaborat şi în cadrul T.P.E.M.—M.M.E.E. pentru stabilirea infiltraţiilor rîului Jiu în vechiul sector „Carolina" al minei Lupeni. În vederea redeschiderii exploatării stratelor carbonifere mai adînci în acest sector, s-a preconizat, pe bază de fluoresceină şi de izotop radioactiv (I^{131} sau Na^{24}), cercetarea posibilităţilor de infiltraţie a Jiului şi a afluenţilor săi în spaţiul excavat, rezultat din exploatarea veche (1929) a stratelor 13—14 şi 15. Proiectul cuprinde atît lansarea trasorilor direct în Jiu cît şi introducerea lor în foraje de diametru şi adîncime redusă, fixate în depozitele de terasă şi înşirate, pe două aliniamente, între Jiu şi sectorul minei Carolina. S-a propus utilizarea ambelor tipuri de trasori, luînd în considerare efectul nociv asupra fluoresceinei al apelor Jiului, acidulate prin reziduurile de fabricaţie.

Tot în studiul zăcămintelor carbonifere din Valea Jiului s-a propus şi urmărirea prin trasori (fluoresceină) a infiltraţiilor pîraielor necanalizate : Piscul şi Priboiul, în blocurile de exploatare II şi III ale minei Aninoasa.

Pe bază de fluoresceină s-a propus, de asemenea, urmărirea circulaţiei apelor de mare debit din formaţiunile carstice, care acoperă depozitele productive, carbonifere, ale liasicului, în partea de nord a cîmpului minier Anina, în această zonă, spre Brădet, existînd perspectivele unor lucrări de deschidere.

În vederea cercetării unei eventuale legături între rîul Cerna şi orizontul freatic, legat de terasa rîului şi de depozitele aluvionare, pe de o parte, şi între apele apărute în exploatarea zăcămîntului de fier de la Teliuc (cu ocazia inundărilor din ianuarie 1955 şi aprilie 1959), pe de altă parte, s-a propus (din 1961), un studiu pe bază de trasori : fluoresceină şi izotopi radioactivi.

De asemenea, pe baza investigaţiilor cu trasori (de preferinţă cu izotopi radioactivi), s-a propus atît cercetarea originii apelor subterane, care apar în galeriile de est şi nord de la Teliuc, cît şi cercetarea orizonturilor acvifere, arteziene, apărute în cîteva dintre forajele de exploatare geologică ale T.P.E.M.—M.M.E.E., la traversarea calcarelor dolomitice. Acest studiu cîştigă în prezent o actualitate deosebită prin manifestările apelor carbogazoase, în lucrările de adîncire ale puţurilor Teliuc şi Ghelar.

Cercetări similare, pe bază de coloranţi organici şi izotopi radioactivi, ar duce şi la elucidarea originii infiltraţiilor de ape carbogazoase în exploatarea zăcămîntului de fier de la Lueta şi ar contribui la determinarea parametrilor orizonturilor de ape carbogazoase întîlnite în forajele de explorare geologică, executate în această regiune.

În domeniul *zăcămintelor de minereuri complexe,* o astfel de cercetare ar duce la cunoaşterea originii şi a parametrilor apelor de infiltraţie din lucrările miniere (puţul Humbolt etc.) ale zăcămîntului de la Fundul Moldovei.

III. Studiul pe bază de trasori al condiţiilor hidrogeologice ale zăcămîntului de sare de potasiu de la Tazlău

O primă cercetare în ţara noastră de acest gen s-a desfăşurat la şantierul Tazlău (Secţia Bistriţa-T.P.E.M.), avînd ca obiectiv studiul condiţiilor hidrogeologice locale ale puţului de extracţie Tazlău.

Alegerea noastră s-a localizat la această construcţie minieră de deschidere, legată de valorificarea unui *zăcămînt de sare de potasiu,* deoarece problema infiltraţiilor de apă devine deosebit de importantă în cazul acestor zăcăminte, foarte uşor solubile. Este cunoscut că debitele reduse, infiltrate pînă la zăcămînt, pot duce la degradarea acestuia. De asemenea, apele mineralizate, bogate în clor şi sulfaţi, care însoţesc de obicei asemenea zăcăminte, pot avea un efect de distrugere în timp şi asupra zidăriei de beton a construcţiei însăşi.

Descifrarea condiţiilor hidrogeologice ale unui zăcămînt prin probare cu trasori combinaţi reprezintă totodată şi o nouă metodă de cercetare în domeniul hidrogeologiei miniere.

Proiectarea, urmărirea pe teren şi interpretarea probelor cu trasori au fost realizate de următoarele colective de cercetare :

— pentru trasori cu coloranţi organici : ing. R. Amărăscu şi ing. V. Calangiu ;

— pentru probarea cu izotopi radioactivi : ing. R. Amărăscu, ing. C. Rădulescu, ing.

V. Calangiu și operator A. Nacu din partea T.P.E.M.—M.M.E.E. și ing. Gh. Peteu și fizician Gh. Popescu din partea Întreprinderii de perforări-carotaje — Ploiești (Ministerul Industriei Petrolului și Chimiei).

IV. Descrierea obiectivului și programul de cercetare

În perioada desfășurării cercetărilor noastre, puțul de extracție avea adîncimea de aproximativ 75 m. Puțul a fost zidit cu boltari de beton și prezenta infiltrații, fără a se putea contura nici limitele zonei de infiltrație și nici proveniența apelor. Debitele, la început de 800—900 l/h, au fost reduse prin injectări cu lapte de ciment, la circa 300—400 l/h, debit colectat inițial de două inele colectoare, fixate în interiorul puțului : unul la circa 20 m și cel de-al doilea la circa 40 m.

Întrucît nu se cunoșteau condițiile hidrogeologice locale și întrucît lucrările de săpare a puțului au modificat regimul hidrogeologic normal, prin crearea unui con de depresiune în jurul acestuia, s-a întocmit un program de cercetare hidrogeologică, cuprinzînd :

— un foraj manual, cu adîncimea de circa 20 m, pentru cercetarea orizontului freatic (F.H. 1), situat la circa 8—9 m în amonte și la sud de puțul de extracție ;

— un foraj semimecanic (F.S.H.-1), situat la circa 16 m în amonte (SV) de puțul de extracție, pentru cercetarea orizonturilor acvifere ce se înscriu între 20 și 75 m. Cercetarea urma să se desfășoare selectiv, pe tronsoane, izolate după fiecare probă prin cimentare ;

— un foraj manual, adîncit din fundul puțului (F.H.P.E.), de circa 30 m adîncime, pentru cercetarea manifestărilor de ape, între fundul puțului și contactul cu formațiunile de sare.

Programul celor trei foraje cuprindea, pe lîngă probele hidrogeologice clasice : pompări experimentale, analize fizico-chimice etc. și *probe hidrogeologice cu trasori.*

Ghidîndu-ne, în principiu, după o metodă canadiană, aplicată pentru cercetarea apelor de zăcămînt din „perimetrul Steelman", s-a ales *o metodă de cercetare complexă :*

— urmărirea variației chimismului apelor ;

— lansări de izotopi trasori și coloranți organici, cei din urmă și pentru probe de control și verificare.

V. Procedeul tehnologic aplicat

1. Ca o primă măsură de investigație s-au urmărit *ionii naturali ai apelor* colectate din inelul I, din inelul II și din jompul puțului, prin analize chimice selective. Apele colectate din primul inel sînt ape slab mineralizate (2,45 g/l), sărace în clor și sulfați și mai bogate în CO_2 liber, oxizi de fier și de aluminiu, spre deosebire de apele colectate din cel de-al doilea inel și din jomp, care au o mineralizație mai ridicată (6,5—6,7 g/l), sînt mai bogate în ioni de clor și de sulfați și lipsite, sau cu conținut foarte redus, de CO_2, oxizi de aluminiu și de fier (tabela 1). Urmărirea ionilor naturali nu a rezolvat problema apelor colectate în inelul II și în jomp, adică dacă ele provin prin infiltrație din orizontul freatic, mai slab concentrat, sau din alte orizonturi acvifere, mai adînci.

2. Forajul hidrogeologic F.H. 1 a permis, pe baza probelor hidrogeologice clasice, determinarea parametrilor *orizontului freatic.* Acesta este legat de argilele deluviale galbene sau cenușii-vinete, nisipoase, local marnoase, care apar între 10 și 18 m.

Debitul determinat prin pompări, în diferite perioade, indică variații de mare amplitudine, în funcție de factorii meteorologici, fiind în medie de 8,70 l/min pentru o denivelare $S = 5{,}25$ m, dar putînd crește în perioade de precipitații pînă la 17 l/min. Nivelul hidrostatic scăzut sub influența conului de depresiune, creat prin săparea puțului, se stabilizează după impermeabilizarea acestuia, la NHI=—4,40m.

Urmărirea compoziției chimice a orizontului freatic a indicat identitatea acestuia cu apa colectată în inelul colector I al puțului (tabela 1).

3. La acest foraj s-a executat *proba nr. 1 cu trasor utilizînd fluoresceină.* S-a utilizat

Tabela 1

Analize chimice

Conținut la kg apă	Orizontul freatic (0–20 m) colectat la inelul I din puț	Zona acviferă 30–60 m colectat la inelul II din puț	Ivirea din forajul FHPE (88–89 m)
	g/kg apă	g/kg apă	g/kg apă
Anioni			
Clor (Cl)	0,354	1,879	164,033
Brom (Br)	—	—	0,012
Iod (I)	—	—	0,0013
SO_4	0,610	1,120	1,9554
CO_3H	—	—	0,0976
Cationi			
Sodiu (Na^+)	0,860	1,480	85,807
Potasiu (K^+)	0,065	0,460	17,871
Calciu (Ca^+)	0,410	0,500	2,565
Magneziu (Mg^+)	0,810	0,164	4,290
Al_2O_3	0,0412	0,00752	—
Fe_2O_3	0,0748	0,00588	—
CO_2 liber	0,176	—	—
Suspensii	0,0627	0,0473	—
Mineralizație totală	2,4503 g/l	6,7115 g/l	276,635 g/l

o soluție alcalinizată de 60 g fluoresceină, lansată prin turnare, prin garnitura de prăjini, fixată la —17,70 m. Colorantul a apărut la primul inel colector al puțului, fiind decelat în probe colectate în eprubete după un interval de 5 h 13'. După un nou interval, de 3 h 43', a apărut și în apa colectată de la cel de-al doilea inel.

Proba a condus la următoarele concluzii :

— Există o circulație activă între orizontul acvifer freatic, interceptat de sonda F.H. 1, și puțul de extracție.

— Direcția de infiltrație în puț este cea sud-vestică, întrucît fluoresceina a apărut exclusiv în partea sud-vestică a inelului colector I.

— Viteza de circulație a apelor acestui orizont spre puț este de aproximativ 5,88 m/h, sau 0,098 m/min. Nu s-au aplicat la acest calcul factorii de corecție privind adsorbția colorantului de către formațiunile străbătute și nici cei privind viteza de difuzie a fluoresceinei.

— Apariția fluoresceinei și la cel de-al doilea inel colector lasă deschise două ipoteze :

— existența unei comunicări, prin infiltrație, cu orizontul freatic, prin fisurile fine ale argilelor marnoase și ale marnelor, întîlnite la adîncirea puțului de extracție ;

— existența unei comunicații între inelul colector I și inelul colector II, prin spatele puțului, prin betoanele de umplutură ale acestuia. Pentru această a doua ipoteză pleda și viteza mai ridicată de circulație spre inelul II (6,08 m/h, sau 0,101 m/min).

4. Forajul hidrogeologic F.S.H. 1 a confirmat cea de-a doua ipoteză. După probele hidrogeologice, executate la tronsonul întîi : 0—30 m, și care au completat parametrii orizontului freatic, intervalul 20—30 m a fost încercat prin *proba nr. 2 cu trasor utilizînd drept colorant fucsina.*

O soluție concentrată de 60 g fucsină a fost lansată prin garnitura de prăjini, fixată la adîncimea de 28 m.

S-a utilizat, pentru acest interval restrîns, o soluție foarte concentrată, luînd în considerare apariția pe profilul sondei a marnelor, cu proprietăți adsorbante față de colorant.

Fucsina nu a reapărut în puț, dovedind că marnele intervalului 27—30 m sînt practic impermeabile și deci nu există o comunicare prin infiltrație între orizontul freatic, ale cărui ape au fost colectate de inelul I, și apele colectate de inelul II.

5. Tot prin forajul F.S.H. 1, după *izolarea* prin tubare și cimentare, *a orizontului freatic,* au fost determinați și parametrii tronsoanelor : 30—45 m ; 45—60 m și 60—75 m, prin pompări experimentale și urmăriri de nivele (ing. V. Calangiu).

Tronsonul 30—45 m prezintă un nivel hidrostatic de —9,30 m și un debit de 1,1 l/min pentru denivelarea S=34,60 m.

Tronsonul 45—60 m se înscria cu un nivel hidrostatic de —10,75 m și un debit de (1,9—1,1)=0,8 l/min pentru o denivelare S=43 m.

Analiza apelor acestor tronsoane este similară celei recoltate din inelul colector II al puțului de extracție (tabela 1).

Din comportarea manifesteărilor de apă ale tronsonului 30—60 m rezultă că pe acest interval nu există un orizont acvifer propriuzis, ci o „zonă sau structură acviferă", legată de formațiuni marnoase, practic impermeabile, cu circulație pe fisurile și diaclazele acestora.

Menționăm că simultan cu cercetările executate asupra sondei F.S.H. 1 s-a desfășurat și reluarea lucrărilor de impermeabilizare, din interiorul puțului de extracție, pe intervalul 8—55 m, cînd și inelele colectoare au fost închise. Lucrările de impermeabilizare s-au realizat prin injectarea unei soluții *bentonitice,* la presiuni de 10—18 at. Debitul s-a redus în urma acestor lucrări la 25—30 l/min.

6. Pe intervalul 30—60 m s-a executat *proba nr. 3 cu trasor,* alegîndu-se pentru acest caz *izotopul radioactiv* Na^{24}. Proba urma să stabilească existența unei legături hidraulice între zona acviferă, cuprinsă între 30 și 60 m, și manifestările din puț, cu delimitarea zonelor preferențiale de circulație dinspre sondă spre puț și a vitezelor de circulație, precum și delimitarea zonei de infiltrație a acestor ape în construcția puțului de extracție. Pe lîngă determinarea parametrilor hidrogeologici, tangențial, s-a urmărit prin această probă și o verificare a rezultatelor impermeabilizărilor, deoarece injectările pe acest interval (30—55 m) nu s-au putut desfășura cu presiuni optime de lucru, din cauza slabei rezistențe a boltarilor. Devenea, în consecință, necesară stabilirea comportării acestei impermeabilizări, luîndu-se în considerare că, în anumite perioade de timp, puțul este expus unor afluențe mai mari de ape, după cum și presiunilor mai mari, stabilite o dată cu ridicarea nivelului hidrostatic al regiunii.

★

La alegerea izotopului trasor, pe lîngă condițiile generale pe care trebuie să le îndeplinească un bun trasor, este necesar a se lua în considerare următorii factori :

— o contaminare cît mai scurtă, lucrările din construcțiile miniere supuse cercetării trebuind să fie întrerupte pe durata experiențelor ;

— o perioadă de viață, totuși, suficient de lungă a izotopului, care să permită detec-

tarea lui pe un interval de timp egal cu timpul scurs între lansarea izotopului în sondă şi reapariţia lui probabilă în construcţia minieră. Pentru cazul specific al formaţiunilor de la Tazlău : marne şi marne argiloase, pe baza probelor de laborator executate (ing. Gh. Peteu) asupra capacităţii lor de adsorbţie, acest timp se cifra la 10—20 ore. Aceste probe au stabilit, de asemenea, natura soluţiei de injectare (acidulare cu HCl etc.).

Din punct de vedere al evitării pericolului de contaminare, emiţătorii β de tip : sulf^{35}, taliu^{204} etc. păreau mai avantajoşi. Timpii lor mari de înjumătăţire şi faptul că trebuie să apară, în zona de investigaţie, sub o formă recoltabilă, nu ar fi permis determinarea pe verticală a zonei reale de apariţie a izotopului.

Pentru evitarea efectului negativ de adsorbţie şi difuzie, singurii izotopi adecvaţi ar fi fost : tritiul (H), un emiţător β, cu o perioadă prea mare de înjumătăţire (12, 1 ani), şi izotopul oxigenului O_8^{19}, cu o perioadă prea scurtă de înjumătăţire (29,4 s).

Alegerea noastră se limita, deci, la următorii emiţători γ :

— Na^{24}, cu timpul de înjumătăţire 15 ore şi energie de radiaţie 1,4—3,9 MEV ;
— Mg^{28}, cu timp de înjumătăţire 21,2 ore şi energie de radiaţie 1,35 MEV ;
— Ca^{47}, cu timp de înjumătăţire 4,7 zile şi energie de radiaţie 0,5—1,3 MEV ;
— Rb^{86}, cu timp de înjumătăţire 19,5 zile şi energie de radiaţie 1,0—0,8 MEV ;
— I^{131}, cu timp de înjumătăţire 8 zile şi energie de radiaţie 0,1—0,7 MEV.

Izotopul I^{131}, fiind un anion, are avantajul de a fi mai puţin adsorbit decît cationii. Este însă un emiţător γ periculos, pentru uşurinţa cu care se fixează pe tiroidă, iar perioada lui relativ lungă de înjumătăţire ar fi oprit pe un timp prea îndelungat lucrările în puţ.

Mg^{28} şi Ca^{47}, mai convenabili ca timp de înjumătăţire, se produc numai în ciclotroane.

În consecinţă am ales izotopul Na^{24}, cu un timp de înjumătăţire apropiat de necesarul nostru, de 10—20 ore, şi care s-a putut lesne obţine, din reactorul I.F.A. La livrare, luînd în considerare transportul lung, activitatea sa era de 80 mC.

Înaintea lansării izotopului s-a executat în prealabil, carotajul radioactiv al forajului F.S.H. 1 cu înregistrarea curbelor γ ; γ-γ şi γ-neutron (tabela 2).

De asemenea s-au făcut, înainte de lansare, probele de receptivitate a straturilor, stabilind limita de receptivitate a lor.

Lansarea izotopului s-a realizat prin turnarea în tubing întîi a unei soluţii de spălare, uşor acidulată cu 5—10% HCl (1 600 l), apoi a soluţiei de HONa activ (Na^{24}) într-o soluţie de 1 400 l apă, avînd la introducere o activitate de 20 mC, urmată de 1 200 l apă, spre a plasa soluţia activă pe intervalul 30—60 m.

Prin circulaţie inversă, deci prin casing, s-a introdus, sub presiune, o cantitate de 15 920 l apă. Din acest debit injectat, de 15 920 l, se apreciază că circa 1/3 a circulat spre puţul de extracţie.

Presiunile de lucru, au variat între 3 şi 5 at, în medie 3,5 at, menţinîndu-se la limita inferioară a receptivităţii stratului. De asemenea s-a ţinut seamă ca această presiune să rămînă inferioară presiunilor de injectare a bentonitelor, executate din puţul de extracţie (10—18 at).

Injectarea propriu-zisă a izotopului a început la 5 oct., 14 h 45′, fiind executată în mai multe etape pe un interval de circa 26 ore.

După injectare s-au făcut înregistrări de curbe (I, II, III), la intervalele specificate în tabela 2 şi figura 1.

După o spălare în circuit închis a sondei, pentru decontaminare, s-a mai înregistrat şi curba IV (tabela 2).

Se observă (fig. 1) deplasarea netă a curbelor gamma-natural : I—II şi III, după injectarea şi circulaţia trasorului, pe un interval care marchează în consecinţă : *zona preferenţială de plecare a izotopului, respectiv zona preferenţială de circulaţie.*

Aceasta se înscrie începînd de la nivelul 31—32 m şi se extinde pînă la nivelul 43—44 m. Intervalul coincide, după profilul litologic al sondei (fig. 1), cu apariţia *marnelor cenuşii, nisipoase cu caracter pronunţat brecios,* şi deci cu permeabilitate mai ridicată, faţă de marnele argiloase, mai slab nisipoase, situate peste limita de 31—32 m, precum şi faţă de marnele mai puţin tectonizate, care apar sub adîncimea de 44 m.

Confirmarea faptului că devierea curbei gamma-natural se datoreşte circulaţiei izotopului s-a obţinut prin înregistrarea curbei IV, după spălarea sondei de izotop. Această curbă nu mai arată deviată.

Se observă că şi curba γ-γ (fig. 1) indică pentru zona preferenţială de circulaţie formaţiuni cu densitate mai ridicată, explicabilă printr-un conţinut mai bogat în material detritic şi apă.

Curba γ-neutron marchează, de asemenea, pe intervalul 31—44 m, o deviaţie caracteristică unei zone mai nisipoase, cu conţinut preferenţial de hidrogen (H_2O).

În vederea corelării zonelor acvifere ale intervalului 30—60 m, din forajul F.S.H. 1, cu apele ce apar în puţul de extracţie, s-au înregistrat în puţul de extracţie o serie de curbe gamma-natural (tabela 2 şi fig. 2), şi

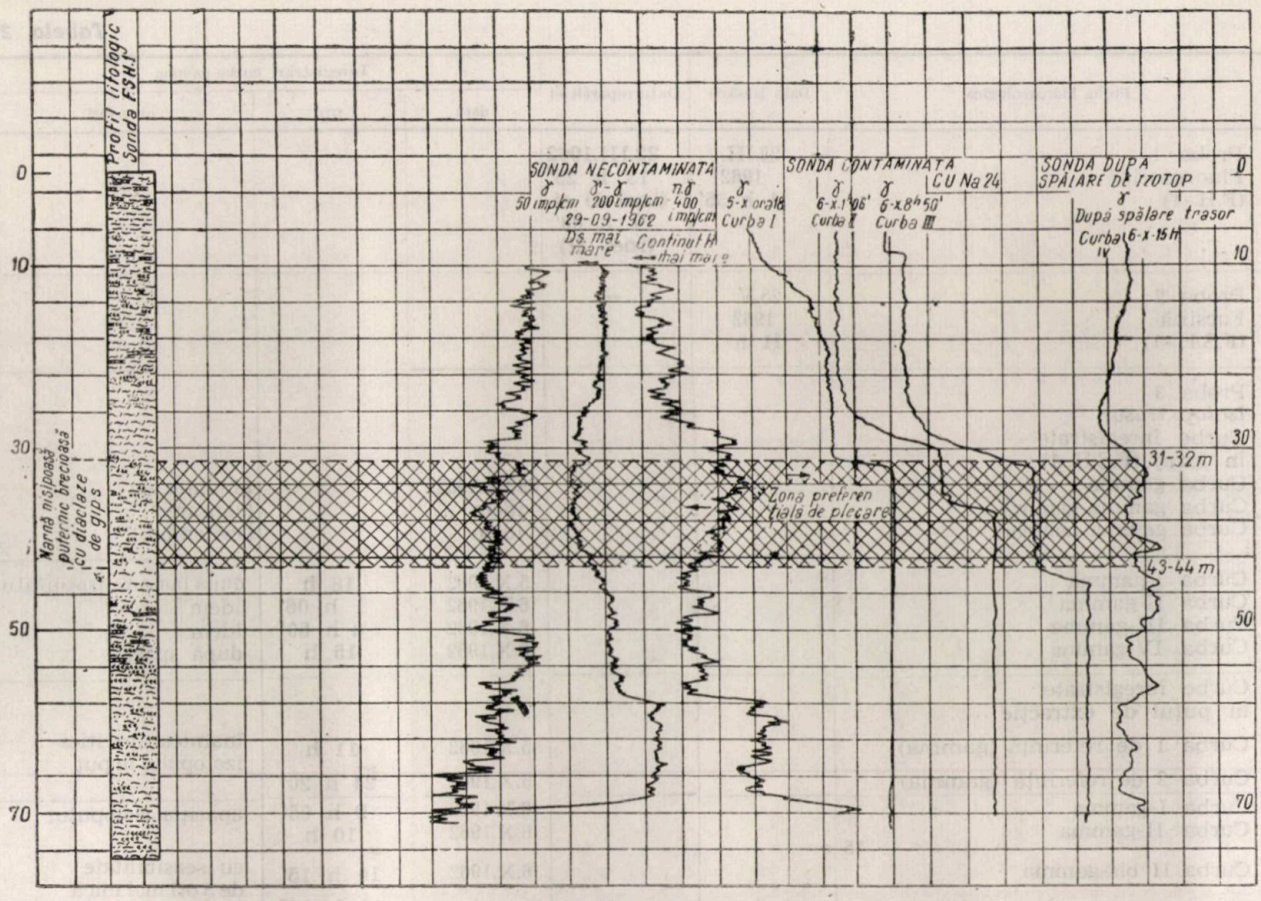

Profil litologic
Sonda FSH1
SONDA NECONTAMINATA
SONDA CONTAMINATA CU Na 24
SONDA DUPĂ SPĂLARE DE IZOTOP
29-09-1962
Ds. mai mare
Continut mai mic
Curba I
Curba II
Curba III
Curba IV
După spălare trasor
31-32 m
43-44 m
Zona preferențială de plecare
Marnă nisipoasă puternic brecioasă cu diaclaze de gips

Fig. 1.

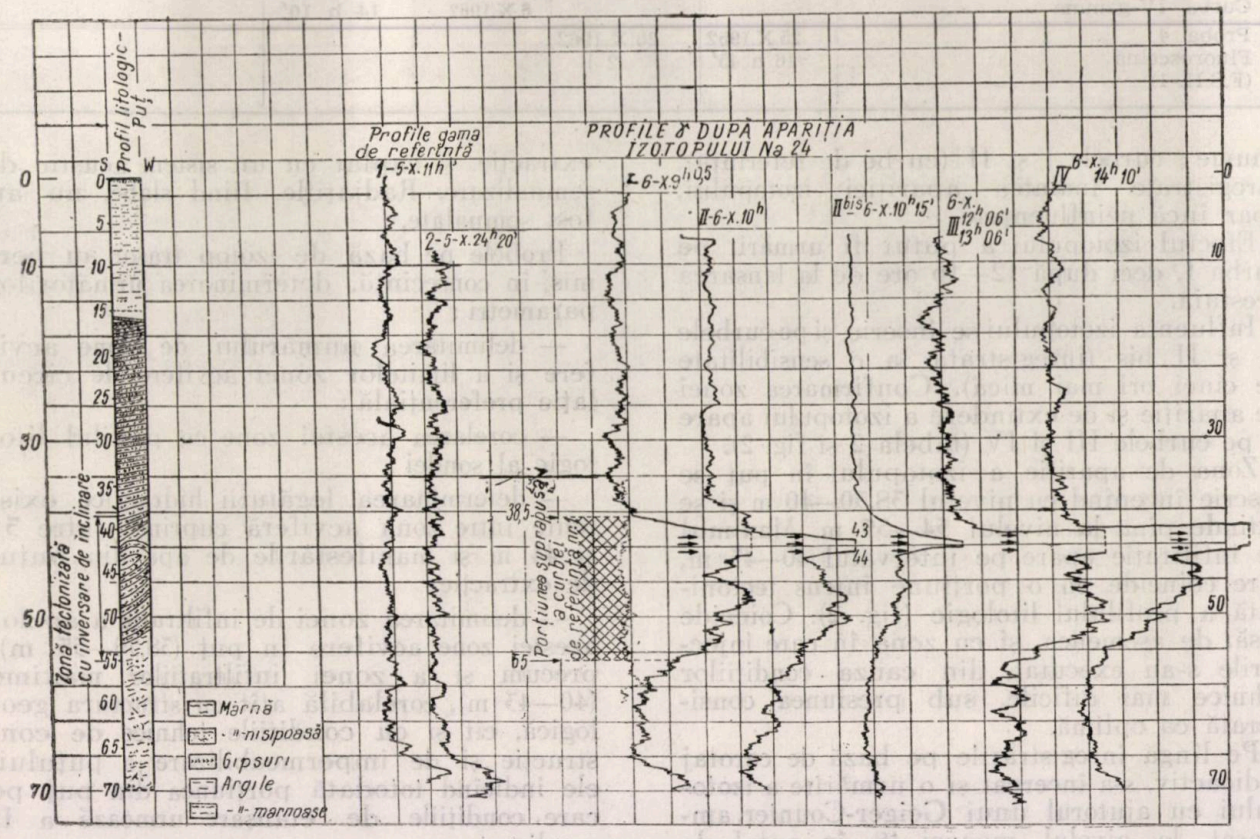

Profil litologic - Puț 1
Profile gama de referință
PROFILE γ DUPĂ APARIȚIA IZOTOPULUI Na 24
Zonă tectonizată cu inversare de inclinare
Portiunea suprapusă a curbei de referință nr. 1
38,5
65
43
44
Marnă
" nisipoasă
Gipsuri
Argile
" marnoasă

Fig. 2.

Tabela 2

Proba hidrogeologică	Data lansării	Data repartiției	Inregistrări curbe gamma		
			data	ora	observații
Proba 1 Fluoresceină (F.H.-1)	22.III. 1962 11 h 55′	22.III.1962 13 h 25′ (inel I) și 17 h 08′ (inel II)			
Proba 2 Fucsină (F.S.H.-1)	25.V. 1962 11 h	—			
Proba 3 *Isotop trasor* Curbe înregistrate în foraj (F.S.H.-1): Curba gamma Curba gamma-gamma Curba gamma-neutron			29.IX.1962 idem idem		înainte de lansarea izotopului
Curba I-gamma Curba II-gamma Curba III-gamma Curba IV-gamma			5.X.1962 6.X.1962 6.X.1962 6.X.1962	18 h 1 h 06′ 8 h 50′ 15 h	după lansarea izotopului idem idem după spălare
Curbe înregistrate în puțul de extracție Curba 1 de referință (gamma) Curba 2 de referință (gamma)			5.X.1962 5.X.1962	11 h 24 h 20′	înaintea apariției izotopului în puț
Curba I-gamma Curba II-gamma Curba II bis-gamma Curba III-gamma Curba IV-gamma			6.X.1962 6.X.1962 6.X.1962 6.X.1962 6.X.1962	9 h 05′ 10 h 10 h 15′ 12 h 06′ 13 h 06′ 14 h 10′	apariția izotopului cu sensibilitate de 5 ori mai mică
Proba 4 Fluoresceină (F.S.H.-1)	25.X.1952 16 h 45′	26.X.1962 2 h			

anume: curbele I și II (curbe de referință), înregistrate înaintea apariției izotopului, apar încă neinfluențate.

Efectul izotopului a putut fi urmărit pe curba I, deci după 12—16 ore de la lansarea acestuia.

Influența izotopului se înscrie și pe curbele II și II bis (înregistrată la o sensibilitate de cinci ori mai mică). Confirmarea zonei de apariție și de extindere a izotopului apare și pe curbele III și IV (tabela 2 și fig. 2).

Zona de apariție a izotopului în puț se înscrie începînd cu nivelul 38,50—40 m și se extinde pînă la nivelul 54—55 m. Maximul de infiltrație apare pe intervalul 40—43 m, care coincide cu o porțiune intens tectonizată a profilului litologic (fig. 2). Coincide însă, de asemenea, și cu zona în care injectările s-au executat, din cauza condițiilor tehnice mai dificile, sub presiunea considerată ca optimă.

Pe lîngă înregistrările pe bază de carotaj radioactiv, s-a încercat și o urmărire a izotopului cu ajutorul unui Geiger-Counter, amplasat la nivelul moazei 48, în puțul de extracție, și cuplat cu un sistem acustic de semnalizare. Radiațiile, fiind slabe, nu au fost semnalate.

Probele pe bază de izotop trasor au permis, în consecință, determinarea următorilor parametri:

— delimitarea numărului de zone acvifere și a limitelor zonei acvifere de circulație preferențială;

— corelarea acestei zone cu profilul litologic al sondei;

— determinarea legăturii hidraulice existente între zona acviferă cuprinsă între 31 și 44 m și manifestările de apă din puțul de extracție;

— delimitarea zonei de infiltrație a apelor acestei zone acvifere în puț (38,50—55 m), precum și a zonei infiltrațiilor maxime (40—43 m), corelabilă atît cu structura geologică, cît și cu condițiile tehnice de construcție și de impermeabilizare a puțului, ele indicînd totodată porțiunea din puț pe care condițiile de etanșare urmează a fi ameliorate;

— viteza de circulație a zonei acvifere. Întrucît injectările s-au făcut sub presiune, intervalul de reapariție, de 12—16 ore, a izotopului în puț are numai caracter informativ.

7. Din acest motiv s-a executat la forajul F.S.H. 1 și o probă de corecție-control, *proba nr. 4 pe bază de colorant* (fluoresceină). Fluoresceina a fost introdusă fără presiune, prin garnitura de prăjini, fixată la circa 39 m. S-a utilizat o soluție concentrată (150 g). După lansare, fluoresceina a putut fi colectată într-un jgheab colector (fixat la 66 m în puț), după un interval de 9 h 15'.

Corelînd viteza de propagare a izotopului, injectat cu presiunea de 3,5 at, și viteza de propagare a fluoresceinei, la care se adaugă și factorul de difuzie, rezultă o viteză medie de curgere de: ~ 1,42 m/h sau 0,024 m/min. Această viteză este considerabil mai redusă decît aceea a primului orizont freatic.

8. Forajul F.H.P.E. a fost adîncit din fundul puțului, deci de la 75 m și pînă la brecia sării (109 m). Acest foraj a întîlnit o singură manifestare de apă (86,80 m), cu un debit cu totul redus, de 0,48 l/h, dar cu o concentrație mare în sare (218,11 g/l) și sare de potasiu (34,08 g/l) și o mineralizație totală de 276,64 g/l (tabela 1).

Pentru a stabili o eventuală legătură între zona acviferă, interceptată de forajul F.S.H. 1 între 31 și 44 m, și manifestarea puternic mineralizată din forajul F.H.P.E., după lansarea izotopului Na^{24}, în sonda F.S.H. 1 (proba nr. 3), o dată cu apariția acestuia în puțul de extracție, s-a executat și carotajul radioactiv (curba γ) al acestui foraj. Influența izotopului nu a apărut pe curbă. Confirmarea acestui rezultat s-a obținut relevînd probe de apă din forajul F.H.P.E., după apariția fluoresceinei (proba nr. 4) în puțul de extracție. Ele nu indicau prezența colorantului.

În consecință, aceste probe au contribuit și la stabilirea independenței manifestării de apă, din sonda F.H.P.E., de structurile acvifere identificate pe intervalul : 0—75 m.

Menționăm că experiențele descrise nu au necesitat *nici aparatură specială* (s-au utilizat stațiile obișnuite de carotaj) și *nici cheltuieli ridicate*, întrucît costul lor global nu depășea 15 000 lei.

Considerăm că atît rezultatele cercetărilor din alte țări cît și datele obținute prin experimentarea trasorilor moderni — coloranți și izotop trasor — în cercetarea condițiilor hidrogeologice locale ale puțului de extracție Tazlău îndreptățesc extinderea pe scară largă, în domeniul hidrogeologiei miniere, a acestei metode, rapidă, simplă și economică.

Bibliografie

[1] Imbeaux, Ed. *Essai d'Hydrogéologie.* Paris, 1930.

[2] Klir, S. *Die Beobachtung von Wassermenge und Geschwindigkeit, beim Versikern von Oberflächenwässern in Grubenbauen.* În : Zeitschrift für angewandte Geologie nr. 1, ian. 1961.

[3] Kursin, S. A. și Mihailovski, V. N. *Cu privire la folosirea substanțelor radioactive pentru măsurarea debitelor lichide.* În : Gosgheologhizdat nr. 6, iun., 1956.

[4] Lansdown, A. *Application of Tracers in the Steelman Pilot Waterflood.* În : Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, martie 1961.

[5] Moser, H. și Neumaier, F. *Die Bestimmung der Sickerwasserströmung unter dem Staudamm Rosshaupten, mittels radioaktiven Isotopen.* În : Die Wasserwirtschaft, Stuttgart, 1958.

[6] Molnar Amărăscu, R. *Posibilitățile de aplicare a izotopilor radioactivi în hidrogeologia și tehnica apelor minerale.* În : Revista Minelor nr. 4., apr., 1956.

[7] Molnar Amărăscu, R. *Cercetarea mișcării apelor freatice cu ajutorul izotopilor radioactivi și al ionilor trasori.* În : Revista Minelor nr. 10, oct., 1958.

[8] Ramdohr, H. *Strömungsuntersuchungen mit radioaktiven Nuklide.* În : Gas und Wasserfach nr. 34, 1960.

[9] Velikov, M. P., Emelianov, D. V. și Nesterov, B. E. *Primenenie radioaktivnih izotopov ghidrotehniceskom stroitelstve,* Moskva, 1961.

Zăcămintele de azbest din Banat
(II)

Geolog **M. Trifulescu**

Problemele ştiinţifice şi economice pe care le ridică acumulările azbestifere din Banat sînt multiple. În ultima vreme a fost elaborată o serie de lucrări privitoare la mineralogia azbestului serpentinic din Banat şi Oltenia, şi la apariţia azbestului amfibolic în granite, făcîndu-se comparaţia mineralogică şi petrografică a celor două tipuri de azbest din Banat [17], [18], [19], [20], [21], [22].

În cele ce urmează se face prezentarea sintetică a observaţiilor referitoare la varietatea de ocurenţe pe care le prezintă azbestul din Munţii Almajului, la încadrarea lor genetică şi, după cum este şi firesc, la importanţa lor economică.

MODURI DE OCURENŢĂ

Zăcămintele de azbest au forme variate nu numai din punct de vedere mineralogic şi petrografic, ci şi — după cum am arătat într-un articol precedent — ca mod de apariţie şi prezentare în spaţiu, oferind o morfostructură caracteristică, legată de fenomenele tectonice şi de evoluţia şi chimismul magmatismului din regiunile respective.

A. Formele de zăcămînt

Cele două tipuri de azbest apar în forme de zăcămînt variate. Unele forme sînt comune ambelor tipuri, iar altele sînt deosebite, specifice fiecărui tip, avînd o orientare generală preferenţială ca direcţie şi înclinare.

Filoane

a) Formele de zăcămînt comune sînt filoanele. Ele reprezintă forma elementară, care constă dintr-o fisură relativ plană, cu pereţii netezi sau cu sinuozităţi neregulate, dar paralele, umplută cu fibre paralele între ele şi care se sprijină cu capetele perpendicular pe pereţi (fig. 1).

După cum filonul este compus din una sau mai multe fibre prinse cap la cap, se pot distinge :

1. Filoane simple, reprezentate printr-o fisură umplută cu un singur rînd de fibre care se sprijină cu capetele direct pe pereţii fisurii. Asemenea filoane sînt, de obicei, monominerale. Astfel sînt filoanele de crizotil din zăcămintele : Potcoava, Puşcarschi, Boican şi Marinizvorul (fig. 1, *a* şi *b)*, şi o parte a filoanelor de azbest amfibolic, ca, de exemplu, filoanele de magantofilit

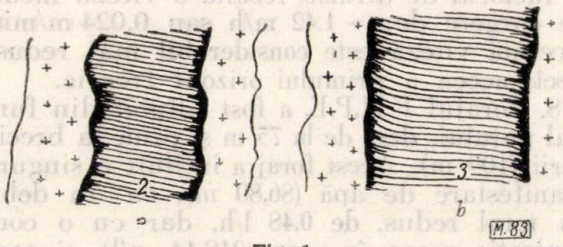


Fig. 1 :
1 — serpentinit ; *2* — crizotil ; *3* — magantofilit.

din zăcămintele Boican şi Marinizvorul. Uneori, cum este în cazul zăcămintelor Prilipcioane, Boican şi Marinizvorul, filoanele simple sînt poliminerale, fiind alcătuite din magantofilit, gedrit, actinot, amozit, cu sau fără talc.

Cert este că în toate filoanele simple apar în mod frecvent oxizi de fier, talc şi resturi de antigorit sau serpofit, caracterul de mono- sau polimineral fiind apreciat numai din punctul de vedere al numărului de minerale azbestifere. În această formă se încadrează majoritatea filoanelor de azbest amfibolic.

2. Filoane compuse, frecvente mai ales în zăcămîntul Potcoava şi mai rar în altele, sînt fisuri mai largi în care apar două sau mai multe benzi de fibre (fig 2, *a* şi *b)*, separate între ele prin linii de sutură, bogate de obicei în pulberi de hematit, cristale panidiomorfe de magnetit şi cromit sau resturi de mice ori antigorit.

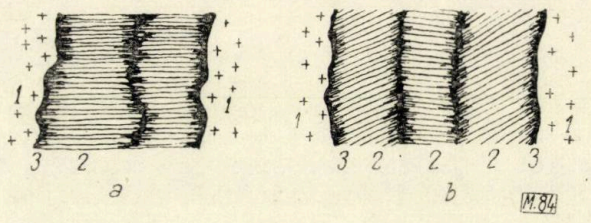


Fig. 2 :
1 — serpentinit ; *2* — crizotil ; *3* — oxizi de fier.

Grosimea benzilor variază, iar între pereţii fisurii şi liniile de sutură există în

general un paralelism evident. În cazul azbestului amfibolic, asemenea filoane compuse sînt mai rare şi se întîlnesc doar în zăcămîntul Boican, în special pe Ogaşul lui Topor, în zonele în care 2—3 filoane simple se unifică (fig. 2, *b*).

b) Forme specifice. Printre celelalte forme de zăcămînt, în care predomină unul sau altul din tipurile de azbest, sînt reţelele pentru azbestul serpentinic şi aureolele de cuiburi pentru azbestul amfibolic.

Reţelele

Acestea sînt forme de zăcămînt mai complexe, fiind alcătuite din două sau mai multe filonaşe. După relaţiile geometrice dintre filonaşe se pot distinge următoarele varietăţi de reţele :

1. Reţele filoniene rubanate, formate din numeroase filonaşe simple de crizotil, separate prin benzi de serpentinit negru şi compact (fig. 3). Forma aceasta a

Fig. 3. Reţea filoniană rubanată de crizotil din zăcămîntul Puşcarschi :
1 — picrolit ; *2* — crizotil ; *3* — serpentinit.

apărut prin injectarea soluţiilor bogate în silicat de magneziu într-o zonă de forfecări tectonice. Asemenea reţele apar în zăcămintele Potcoava, Puşcarschi şi mai puţin în celelalte. Grupările de cîte 2—3 filoane apar în reţele de azbest amfibolic şi în zăcămintele Boican şi Marinizvorul.

2. Reţele filoniene anastomozate (fig. 4), în care filoanele sînt ramificate lateral şi legate între ele asemenea unor împletituri sau nervuri. Astfel de reţele apar în zăcămintele Eibenthal, Potcoava şi Marinizvorul.

3. Reţele rectangulare de tip „volbură", în care apar filonaşe paralele după două direcţii perpendiculare între ele, corespunzînd la două generaţii de soluţii, care se întretaie între ele (fig. 5).

4. Reţele de „culise", alcătuite din filonaşe discontinue, cu orientări variate, de obicei divergente. Acestea apar, de fapt, la oarecare distanţă (telemagnetice) de agentul genetic (corpurile acide).

Fig. 4. Reţea filoniană anastomozată de crizotil din zăcămîntul Potcoava :
1 — serpentinit ; *2* — crizotil.

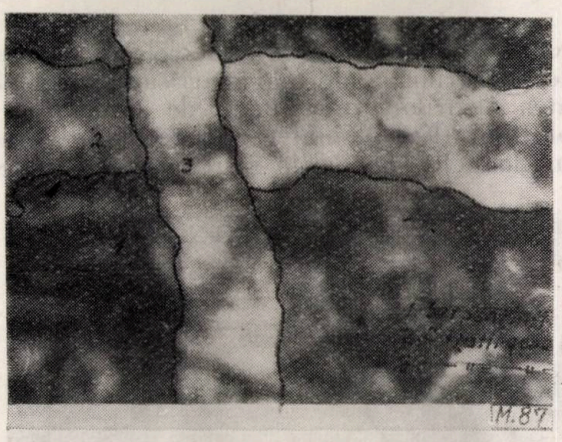


Fig. 5. Reţea rectangulară din zăcămîntul Potcoava :
1 — serpentinit ; *2* — crizotil generaţia I ; *3* — crizotil generaţia II.

Fig. 6. Reţea în „culise" din zăcămîntul Boican:
1 — serpentinit ; *2* — crizotil.

5. Reţele mixte în „tablă de şah" formate din filoane simple de azbest amfibolic, străbătute de reţele filoniene rubanate de azbest serpentinic, care apar în zăcămîntul Marinizvorul [19].

Cuiburile

Foarte rar în azbestul serpentinic, dar frecvent la azbestul amfibolic, apare forma de cuiburi. Azbestul serpentinic apare în

cuiburi numai cînd unele geode sînt căptușite cu fibre de crizotil, în timp ce azbestul amfibolic prezintă în masa rocii-gazde aglomerări de amfiboli (în special actinot și

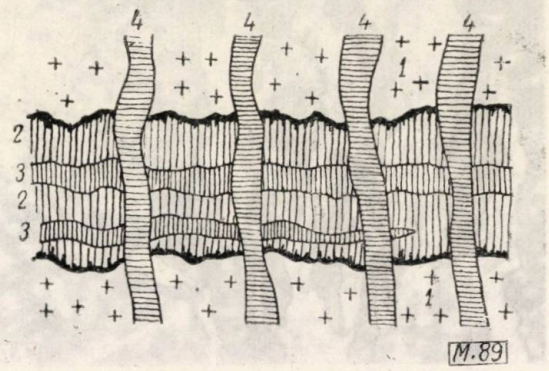


Fig. 7. Rețea mixtă „tablă de șah" din zăcămîntul Marinizvorul :

1 — serpentinit ; *2* — filon de azbest amfibolic ; *3* — filon de crizotil din generația I ; *4* — filon de crizotil din generația II.

tremolit), răspîndite în aureolele de contact ale corpurilor acide mai mari sau în vecinătatea fisurilor principale de circulație a soluțiilor (fig. 8), mai rar în geode adiacente cu filoanele. Dispoziția fibrelor este de obicei

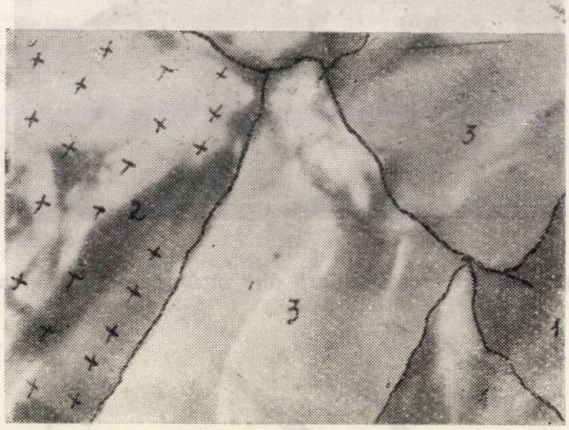


Fig. 8. Schiță de afloriment din zăcămîntul de azbest amfibolic situat în aureola unui filon de pegmatit fracturat

1 — serpentinit ; *2* — pegmatit ; *3* — crizotil.

radială, divergentă sau stelată. Asemenea cuiburi sînt frecvente mai ales în zonele cu iviri neexploatabile de azbest, ca, de exemplu, cele din V. Buchinului sau Sumița și Lăpușnicel [10], [18].

Deci azbestul serpentinic apare frecvent sub formă de rețele în general și, subordonat, sub formă de filoane izolate simple, în timp ce azbestul amfibolic se prezintă în special sub formă de filoane și cuiburi, rețelele filoniene rubanate fiind mai puțin numeroase. Modul lor de apariție și importanța lor economică sînt tratate în cadrul articolului.

B. **Rolul tectonicii**

Zăcămintele de azbest sînt cantonate în zonele de dislocații preexistente, în general direcționale și deranjate, modificate de efectele mai ales ale dislocațiilor disjunctive din fazele tectonice posterioare punerii lor în loc.

Dislocațiile direcționale, caracteristice fazelor orogenetice de cutare a șisturilor cristaline [19], [20], au creat căile principale de acces pentru magmele sinorogenetice și postorogenetice, atît ultrabazice cît și acide. Asemenea fracturi au prilejuit posibilități de punere în loc a lopolitului ultrabazic din Munții Almajului, fapt evident mai ales în zonele flancurilor acestuia. Astfel, direcția generală a cristalinului și a acestor flancuri de roci ultrabazice este NNE—SSV, N—S sau mai rar NV—SE. În fazele postorogenetice au fost puse în loc magme acide și pe fracturi discordante, mai ales în partea de sud a lopolitului [28]. Majoritatea zăcămintelor azbestifere sînt situate tectonic pe fracturile direcționale, pe care apar și rocile acide. Fie în timpul formării acestor dislocații postultrabazice, fie posterior, au apărut fisuri paralele sau zone de forfecări, în care au fost cantonate rețele filoniene azbestifere.

În fazele decroșărilor de mare amploare, posterioare magmatismului ultrabazic, s-a produs deranjarea aliniamentelor de serpentinite, inclusiv a zăcămintelor de azbest, ceea ce denotă vîrsta mai tînără a acestor fenomene tectonice decît a zăcămintelor.

Dislocațiile disjunctive de mari proporții au fost însoțite și de rupturi pe direcții perpendiculare sau înclinate cu aliniamentul ultrabazitelor, care au deplasat zăcămintele, mișcîndu-le pe distanțe mici, de ordinul centimetrilor sau metrilor.

Asemenea fenomene sînt frecvente în zăcămintele Potcoava, Boican, Rudina-Comorojnița și Marinizvorul. Dislocațiile direcționale postazbestifere, care au avut ca suprafețe de aplicație însești planele filoanelor, au schimbat poziția inițială a fibrelor (per-

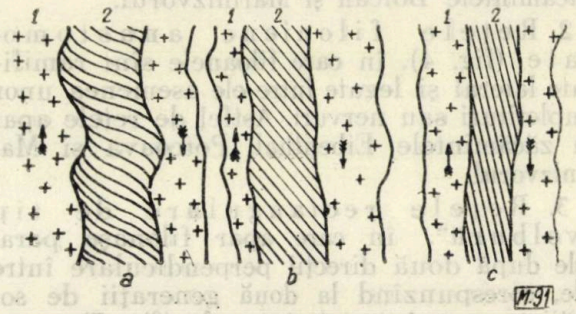


Fig. 9. Deranjarea tectonică a fibrelor din filoanele de azbest :

1 — serpentinict ; *2* — filoane de azbest.

pendiculară pe pereți), încît au ajuns să se curbeze sau să formeze un unghi cu pereții fisurii (fig. 9, *c*) de diferite grade, ajungînd pînă aproape de paralelism. Uneori se observă filoane compuse cu două benzi de fibre înclinate, care prind între ele o altă bandă, mediană, din fibre perpendiculare (fig. 2, *b*). Aceste raporturi reprezintă efectele mișcărilor de dilatare a fisurilor, iar prin spațiul creat au circulat noi soluții, care, precipitînd, au format noi benzi de fibre perpendiculare pe pereți, de data aceasta alcătuiți din benzile cu fibre înclinate. Dovada că dilatările și forfecările s-au produs și pe direcții diferite, în faze succesive, o constituie însăși prezența rețelelor filoniene rectangulare și rețelelor mixte în „tablă de șah" (fig. 7).

Înclinările zăcămintelor azbestifere sînt în funcție de înclinările corpurilor acide, în aureolele cărora se află, sau de înclinările fisurilor pe care au circulat soluțiile azbestifere (fig. 8).

Relațiile de interdependență geometrică dintre tectonică și zăcămintele de azbest au putut fi confirmate și prin studiul microtectonic al fisurilor și al orientării acestor zăcăminte, precum și al corpurilor injectate în serpentinite, inclusiv al serpentinitelor. Cu ajutorul unor stereograme și roze de direcție, s-a ajuns la o serie de concluzii [20] (fig. 10).

a) Fisurile sînt dispuse după anumite reguli, ceea ce exclude ideea că au fost gene-

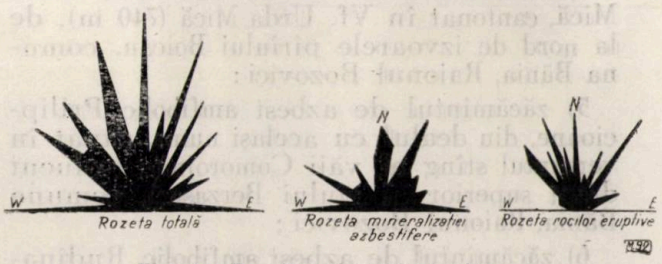


Fig. 10. Rozete microtectonice.

rate de variații de volum probabil existente în timpul serpentinizării. Deci fisurile sînt adevărate „joint"-uri.

b) Orientarea acestor „joint"-uri este încadrată în următoarele sisteme :

— sistemul „*hol*" pentru orientarea NNE-SSV și NNV-SSE a fisurilor ce au servit drept căi de acces pentru tonalite, pegmatite, aplite, gabrouri etc., cît și pentru o parte a fisurilor de azbest ;

— sistemul „*hkl*" pentru „joint"-urile conjugate diagonal, pe direcțiile NV-SE și NE-SV. Din acest sistem, zăcămintele de azbest folosesc o „centură" de înclinări mari și medii ;

— sistemul „*ac*" cuprinde „joint-uri" de dilatare deschise, pe care se axează faliile, rocile filoniene acide și rețelele filoniene azbestifere, reprezentînd zonele de minimă rezistență ale plutonitului ultrabazic.

c) Fisurile secundare, care afectează diagonal principalele linii de falii, servesc la cantonarea „volburilor" și rețelelor „în culise", mai ales ale azbestului serpentinic.

d) În general, între configurația masivelor de serpentinite și direcțiile principalelor „joint-uri" azbestifere există relații de paralelism, cu rare excepții.

Considerații genetice

Întrucît azbestul serpentinic a avut un rol preponderent în industria preparatelor izolante, discuțiile cu privire la geneză s-au referit asupra acestui tip de azbest. Totuși, există și unele observații destul de restrînse asupra azbestului amfibolic [1].

Considerăm că formarea azbestului s-a produs prin cristalizarea soluțiilor care au umplut fisurile preexistente în rocile ultrabazice sau vecine cu acestea. Soluțiile sînt legate genetic de magmele intruse sau insinuate posterior în corpurile ultrabazice.

Această ipoteză este susținută de Keep, Cooke [7], A. P. Low, C. A. Young [26], S. B. Keith, S. W. Bein, M. Trifulescu și M. Mureșan [20].

Din observațiile comparative asupra celor două tipuri de azbest și a paragenezelor lor caracteristice reiese că, deși ambele tipuri sînt formate prin cristalizarea soluțiilor juvenile bogate în oxizi de magneziu, fier, aluminiu și calciu, ele prezintă unele particularități genetice.

Se observă că soluțiile apoase, mai frecvente în nivelele profunde ale corpurilor ultrabazice (la 100—500 m altitudine), în trecerea lor prin fisurile deschise, din aureolele corpurilor magmatice acide, au înmuiat pereții fisurilor, gelificîndu-i și apoi solubilizîndu-i. Părțile solubilizate au fost transportate și depuse în zonele în care soluțiile s-au răcit. Gelul serpentinic, cînd temperatura soluțiilor a scăzut brusc, s-a consolidat sub formă de serpofit (mineral serpentinic amorf), către periferia zonei de influență juvenilă, sau ca picrolit (mineral serpentinic, cu oarecare conținut suplimentar de calciu, asemenea crizotilului, dar din cauza calciului devenind rigid și casant), care este situat între zona cu serpofit și banda de umplutură filoniană (crizotil). Toate aceste minerale nu sînt decît rezultatul unei hidratări intense a pereților rocii și reconsolidării gelului în diferite etape de cristalizare.

Paragenezele azbestului amfibolic, evidente mai ales în zăcămintele Boican și Marinizvorul, deci frecvente în nivelele mai înalte

ale corpurilor ultrabazice (500—1 100 m altitudine), sînt deosebite de cele ale crizotilului. În acest caz, soluțiile care au intrat în reacție cu pereții fisurilor, avînd un conținut de Al_2O_3, au produs minerale feromagneziene de metasomatoză, prin formarea de biotit și vermiculit, iar pe măsură ce au pătruns în masa corpului ultrabazic, și-au încheiat acțiunea prin formarea unei cămăși de reacție din talc, care separă zona de reacție (2—150 cm grosime) de roca serpentinică. Golul propriu-zis al fisurii a fost umplut însă cu fibre amfibolice sub formă de filoane cu grosimi între 2 și 100 cm.

De la această ipoteză fac excepție aureolele de cuiburi azbestifere din vecinătatea intruziunilor granitice, unde a avut loc recristalizarea metasomatică a serpentinitului sub acțiunea soluțiilor care însoțesc granitele, fără a mai fi cristalizate din soluții provenite din solubilizarea perfectă a ultrabazitelor și ulterior transportate și recristalizate pe fisuri. Din această cauză, textura fibrelor din acumulările azbestifere de acest gen diferă, fiind stelată, și nu paralelă ca la fibrele din filoane. Această prezentare texturală apare și în piroxenitele și actinolititele din V. Jelovei, V. Boican și în cele din masivul Vîrșețul Mare. Azbestul astfel generat nu constituie însă acumulări industrializabile, fiind impur (talcizat, carbonatat, silicifiat și puternic limonitizat), din cauza soluțiilor hidrotermale bicarbonatate, posterioare formării amfibolilor și micelor.

În procesul de serpentinizare a corpurilor peridotitice, sub influența hidrotermică a soluțiilor corpurilor magmatice introduse în masa acestora, se produce recristalizarea rocii sub forma de antigorit sau crizotil ; dar acest crizotil alcătuiește reticulele serpentinitului celular și nu constituie zăcăminte azbestifere.

Deci azbestul filonian (industrializabil) s-a format prin cristalizarea soluțiilor bogate în silicați de Mg, Ca, Al, și Fe, care circulă pe fisuri, în timp ce azbestul stelat din cuiburile situate în aureolele de contact ale corpurilor intrusive acide postserpentinice (neindustrializabil) s-a format prin reacțiile metasomatice directe dintre soluțiile juvenile și roca-gazdă (serpentinitul).

În ceea ce privește raporturile de vîrstă dintre cele două tipuri de azbest, în zăcămîntul Marinizvorul se văd exemple edificatoare. Acolo filoanele de azbest amfibolice sînt străbătute direcțional (perpendicular sau paralel cu fibrele din filoanele de antofilit) de filonașe subcentimetrice de azbest serpentinic, mai tînăr decît primul tip, alcătuind rețelele mixte în „tablă de șah".

Din cele descrise reiese că azbestul apare numai pe fisurile care însoțesc paralel diferitele corpuri în general acide (granite, tonalite, pegmatite, porfire cuarțifere) și mai rar bazice (gabrourile de Iuți), aliniindu-se pe direcție și respectînd înclinările acestora, cu rare excepții.

Toate zăcămintele menționate sînt cantonate numai în roci ultrabazitice (serpentinite, dunite, parțial serpentinizate, și rareori în piroxenite și actinolitite), de vîrstă antecarboniferă, însă postcristaline, spre deosebire de unele iviri de azbest amfibolic filonian din Valea Jiului [21], unde apare în mod excepțional azbest amfibolic în roci acide (granitul de Susița).

Prin studiul geotectonic se demonstrează raporturile dintre zăcămintele azbestifere și corpurile de serpentinite, injecțiile de roci magmatice și postserpentinitice și dislocațiile tectonice caracterizate prin relații de interdependență genetică.

Concluzii economice

Zăcămintele de azbest existente în Banat, care pot fi socotite exploatabile, sînt următoarele :

1) zăcămîntul de azbest serpentinic Potcoava (crizotil), situat în D. Potcoava din bazinul rîului Liubotina, Raionul Orșova ;

2) zăcămîntul de azbest serpentinic Eibenthal, care se află în raza localității Baia Nouă, în bazinul superior al rîului Tișovița, Raionul Orșova ;

3) zăcămîntul de azbest amfibolic Boican, descoperit în 1958 [17], situat în bazinul superior al pîrîului Boican, afluent al rîului Berzasca, comuna Bănia, Raionul Bozovici ;

4) zăcămîntul de azbest amfibolic, Urda Mică, cantonat în Vf. Urda Mică (740 m), de la nord de izvoarele pîrîului Boican, comuna Bănia, Raionul Bozovici ;

5) zăcămîntul de azbest amfibolic Prilipcioane, din dealul cu același nume, situat în versantul stîng al văii Comorojnița (afluent drept superior al rîului Berzasca), comuna Bănia, Raionul Bozovici ;

6) zăcămîntul de azbest amfibolic, Rudina-Comorojnița, cantonat în dealul Rudina de la izvoarele pîrîului Comorojnița, comuna Rudăria, Raionul Bozovici ;

7) zăcămîntul de abzest amfibolic și serpentinic Marinizvorul, cantonat în două iviri principale de serpentinite, din bazinul pîrîului cu același nume, afluent stîng al pîrîului Rudăria, comuna Rudăria, Raionul Bozovici.

În Banat mai sînt și alte iviri de azbest, dar nu au proporțiile necesare pentru a putea fi denumite zăcăminte exploatabile.

Dintre cele două tipuri de minerale azbestifere identificate [22], cel mai răspîndit și mai bogat este azbestul amfibolic, în timp ce azbestul serpentinic — deși excelent ca materie primă pentru filaturile incombustibile de azbest — prezintă acumulări reduse

cantitativ, în parte deja exploatate (zăcămîntul Potcoava).

Valoarea industrială a fibrelor azbestifere este în funcţie de proprietăţile pe care le au pentru a fi apte la diferite încercări fizice şi chimice.

Principalele proprietăţi pentru ca fibrele azbestifere să fie considerate „textile" sînt elasticitatea şi torsionarea. Acestea sînt variabile şi depind de tipul mineralogic, dimensiunile iniţiale ale fibrelor, structura şi reţeaua reticulară (tuburi la crizotil, prisme compacte la amfiboli), chimismul acestora (mineralele cu magneziu sînt mai flexibile decît cele cu conţinut ridicat în Fe, Al şi Ca), gradul de alteraţie juvenilă sau vadoasă, cantitatea de impurităţi şi modul de comportare în procesul tehnologic de prelucrare. Aceste proprietăţi sînt deosebit de favorabile la crizotil. Fibrele azbestifere însă se utilizează şi ca izolanţi chimici, termici şi electrici, pentru care fapt ele trebuie să aibă o rezistivitate ridicată faţă de acizi, electricitate şi căldură. Din acest punct de vedere sînt mai adecvate fibrele amfibolice, care au un chimism deosebit, punctul de fuziune ridicat (peste 1 700°C) şi impurităţi mai numeroase decît crizotilul.

Produsele obţinute în urma prelucrării mecanice a materiei prime azbestifere sînt fibre (de diferite mărimi) şi pudră de azbest. În acest sens este fixată o tabelă STAS cu condiţii tehnologice de admisibilitate (tabela 1).

Zăcămintele din Banat sînt potrivite din acest punct de vedere. Puterea de zăcămînt a fiecărui tip de azbest se vede din tabela 2.

În ceea ce priveşte fibrele însă, dimensiunile lor sînt cele redate în tabela 3.

Tabela 1

Condiţii tehnologice de admisibilitate ale crizotilului

Caracteristici	Condiţii de admisibilitate		
	Azbest-fulgi	Azbest—praf	
		Calitatea I	Calitatea II
Greutatea specifică aparentă, kg/dm³	—	0,586	0,609
Umiditatea maximă, %	3	3	3
Lungimea fibrelor de azbest-fulgi; — fibre de la 0,4 la 1 mm, maximum, %	50	—	—
— fibre de la 1 la 5 mm, maximum, %	40	—	—
— fibre peste 5 mm, maximum, %	5	—	—
Conţinutul maxim în steril (pietricele, pămînt), %	10	—	—
Granulaţie (azbest-praf)	10	—	—
— reziduu maxim pe sita cu ţesătura de sîrma nr. 0060 STAS 1 077 — 50, %	—	5	—
— reziduu maxim pe sita cu ţesătură de sîrmă nr. 009 STAS 1 077 — 50, %	—	—	1
Apă de constituţie pierdută la 1 000°C raportată la produsul uscat la 105°C, minim, %	12	12	1

Din azbestul serpentinic se pot lucra materiale textile, în timp ce din azbestul amfibolic se pot prepara materiale izolante, avînd proprietăţi mai favorabile în acest sens decît primul tip. Produsele care se fabrică din azbest sînt :

Tabela 3

Tipul de azbest	Lungimea fibrei, mm	Grosimea fibrei, mm
Azbest serpentinic	0,01—30	0,001—0,01
Azbest amfibolic	0,2 —70	0,005—2

a) *Fibre care se filează*

1. Ţesături de azbest : căptuşeli de cabluri, garnituri de ambreaj, cortine de teatru şi scene, garnituri de siguranţă, tapete pentru ziduri, îmbrăcăminte pentru pompieri, mănuşi neinflamabile, muşamale şi genţi, echipament de sudură şi antiacid, izolatoare termice, garnituri şi echipament chimic, filtre şi perne (tampoane), cuptoare.

2. Cabluri, benzi, fire şi corzi de azbest, echipament în domeniul focului, rogojini contra focului, preşuri de covertă pentru vase de război, toate varietăţile de pipe şi ambalaj de articulaţie, garnituri, ţesături pentru şirete şi sfori, utilaje de laborator, izolanţi electrici şi fitile.

b) *Fibre care nu se filează*

1. Planşeuri de azbest : adăposturi, pereţi pentru locuinţe, garnituri, etuve, cuptoare, cazane, cuptoare de var, furnale, garaje, diferite izolatoare.

Tabela 2

Tip de azbest	Filoane			Reţele			Cuiburi		
	lungime, m	grosime, cm	%	lungime, m	grosime, cm	%	lungime, m	grsime, m	%
Azbest serpentinic	10—50	0,5—3	35	5—100	5—30	60	0,01—0,1	0,01—0,05	5
Azbest amfibolic	50—300	2—100	70	100—300	20—500	20	50—200	0,1—30	10

2. Hîrtie de azbest : hîrtie de pardoseală şi de acoperit casele, numeroase izolatoare termice, echipament electric şi de aburi.

3. Cimenturi azbestifere : acoperişuri pentru furnale, pipe, pardoseli, pereţi, mase termice, echipament acid şi chimic, aprinzătoare, pietriş azbestifer.

4. Materiale de compoziţie : diferite liante pentru porţelanuri, plasturi, gume tari, înregistrator fonograf şi diferite izolatoare.

Valoarea ridicată a produselor azbestifere pe plan mondial (90 dolari = 1 tonă de pudră de azbest şi 900 dolari = 1 tonă de fibră lungă) ne determină să urmăm exemplul U.R.S.S., Finlandei, S.U.A., Africii de Sud, R.P.F. Iugoslaviei, care folosesc şi azbestul amfibolic.

Bibliografie

[1] Amin, S. M. şi Afia S. M. *Petrografia antofilitului şi vermiculitului.* În : Economic Geologic and The Bulletin of The Society of Economic Geologists, vol. 49, nr. 3, mai 1954, p. 317.

[2] Bateman. *The Formations of Mineral Deposits.* New York, 1951.

[3] Beckwith, R. H. *Depozitele de azbest şi cromit din Wyoming.*

[4] Bercia, E. şi Bercia, I. *Contribuţii la studiul masivului de serpentinite din Banatul de sud.* Comunicare la Comitetul geologic la 6 mai 1958. Inedită.

[5] Betehtin, G. A. *Kurs mineraloghii,* Moskva, 1951.

[6] Chatterjee, S. C. *Peridotitele din districtul Mampur, Singheburn, Bihar, India, şi originea depozitelor azbestifere.* În : Bull. of the Geol. Society of America, vol. 66, nr. 1, 1955.

[7] Cooke, C. H. *Gites amiantifères de la région de Thetford (Quebec).* Rapport sommaire 1931, partie D (extraict). Ottawa, 1932.

[8] Dresser, A. *Rapport préliminaire sur la serpentine et les roches connexes de la partie méridionale de Quebec.* Commiss. Géol. Canada Mem. 22, Ottawa, 1914.

[9] Francis, G. *Masa de serpentinit de la Glen Uequart — Scoţia.* În : Am. Journ. of Science, vol. 254, 1956.

[10] Gheorghiu, C., Trifulescu, M. şi colectiv. *Raport geologic asupra lucrărilor de prospecţiuni pentru rocile azbestifere din Banat,* vol. I., Bucureşti, 1957. Manuscris, Arhiva Comitetului geologic.

[11] Ianovici, V. *Iviri de azbest în R.P.R.* În : Natura, 1952.

[12] Kräutner, G. *Criterii de clasificare a mineralelor serpentinice cu ajutorul analizei termice diferenţiale.* Studii şi cercetări de geologie, tom. IV, vol. II, Ed. Acad. R.P.R., Bucureşti, 1959, p. 281.

[13] Riordon, H. P. *The Genesis of Asbestos in Ultrabasic Rocks.* În : Economic Geology Journal, vol. 50, nr. 1, 1955.

[14] Savul, M. *Le métaxite de Liubotina* (Banat). *În :* Bull. de la Sess. Sci. de l'Acad. Roum., vol. X, 1927.

[15] Sobolef, N. D. şi Tattarinov, M. V. *Cause of Brittleness of Chrysotile-Asbestos.* În : Economic Geology, vol. XXVIII, nr. 2, 1953.

[16] Tatarinov, P. M. şi Kariakin, A. E. *Zapiski Vsesoiuznovo mineraloghiceskovo obscestva,* Moskva, nr. 3, 1951.

[17] Trifulescu, M. *Prospecţiuni geologice pentru roci azbestifere în regiunea Urda Mare-Debeli Lug* (Banat). Raport geologic, 1958. Manuscris, Arhiva Comitetului geologic.

[18] Trifulescu, M., Mureşan, G. şi Mureşan, M. *Raport asupra prospecţiunilor geologice efectuate în regiunea Buchin.* 1958. Manuscris, Arhiva Comitetului geologic.

[19] Trifulescu, M. *Prospecţiuni geologice pentru roci azbestifere în Munţii Almajului.* Manuscris, 1959, Arhiva Comitetului geologic.

[20] Trifulescu, M. şi Mureşan, M. *Azbestul serpentinic din Banat şi vestul Olteniei.* Comunicare la Ses. şt. ale Comitetului geologic, 4.XI.1959, Bucureşti.

[21] Trifulescu, M. şi Teodoru, L. *Azbest în granitele din Valea Jiului,* Comunicare la Ses. şt. a S.S.N.G. din februarie 1961, Bucureşti.

[22] Trifulescu, M. *Zăcămintele de azbest din Banat.* În : Revista Minelor nr. 2, 1963.

[23] Turner, Fr., *Evoluţia rocilor metamorfice* (traducere în limba rusă). Moscova, 1951.

[24] Zussman, J., Brindley, W. G. şi Comer, J. J. *Electron Difraction Studies of Serpentine Minerals.* În : The American Mneralogist, vol. 42. March-April, 1957, nr. 3 şi 4, p. 113.

[25] Winchell, A. *Opticeskaia mineraloghiia* (traducere în limba rusă), Moskva, 1953.

[26] Young, G. A. *Esquisse géologique et ressources minérales du Canada.* Ottawa, 1910.

Capete carotiere autoascuţitoare tip AS cu diametrele 97, 124, 160 mm

Lefterliva
Tf 3500/63

Ing. S. Suciu

Lucrul eficient al capului carotier pentru dislocarea rocii se datoreşte realizării unei apăsări mai mari pe elementele tăietoare decît rezistenţa rocii la compresiune.

Dinţii capului carotier vor pătrunde în rocă dacă

$$C_0 > \sigma S_0, \qquad (1)$$

în care :

C_0 reprezintă apăsarea pe un dinte, kg ;

σ — rezistenţa la compresiune a rocii, kg/cm^2 ;

S_0 — suprafaţa de contact a dintelui, cm^2.

Cu cît adîncimea de pătrundere (h_0) a dintelui în rocă este mai mare, cu atît se va realiza, în unitatea de timp, o viteză mecanică mai mare.

Se ştie că (după B. I. Vozdvijenski) :

$$h_0 = \frac{C}{m\sigma\,(R - r)\,\mathrm{tg}\beta}, \qquad (2)$$

în care :

h_0 reprezintă adîncimea de pătrundere a dintelui în rocă ;

C — apăsarea axială ;

R — raza exterioară a capului carotier însertat ;

r — raza interioară a capului carotier însertat ;

m — numărul de dinţi al capului carotier ;

σ — rezistenţa la compresiune a rocii ;

β — unghiul de ascuţire al inserţiei.

Dar în timpul carotajului cu capete carotiere însertate cu aliaje dure are loc uzarea plăcuţelor, care duce la mărirea suprafeţei de contact.

Dacă însemnăm uzura liniară pe înălţime a inserţiei cu y rezultă că pătrunderea dintelui în rocă, în cazul că :

$$h_0 - y = 0,$$

nu va mai avea loc şi lucrul productiv al capului carotier nu se mai efectuează. Uzarea dintelui ascuţit în timpul lucrului influenţează direct asupra timpului de menţinere a capului carotier pe talpă, care trebuie extras cînd avansarea este practic inexistentă sau neglijabilă.

În acest caz :

$$C_0 < \sigma S_0 \qquad \text{sau} \quad C_0 \simeq \sigma S_0$$

Pentru a se obţine un lucru productiv îndelungat al capului carotier pe talpă, era necesar să se asigure o suprafaţă de contact, între dinte şi teren, constantă pe toată lungimea mersului.

Asigurarea acestei cerinţe a dus, în practica lucrărilor de foraj cu sondeze, la construirea unui mare număr de capete carotiere, denumite „autoascuţitoare".

Astfel, institutul de cercetări V.I.M.S. din Moscova, pe baza tehnologiei propuse de L. M. Samovski, a elaborat capete carotiere cu diamante, care prezentau fenomenul autoascuţirii, avînd diamante însertate într-o masă metalo-ceramică [2].

Biroul central de construcţii T.K.B. al Ministerului Geologiei şi Protecţiei Subsolului din U.R.S.S. a folosit acest principiu şi la capetele carotiere însertate, cu aliaje dure. Tehnologia acestora a fost îmbunătăţită de biroul de construcţii al Uzinei Gheopribortetmet. Aceste capete carotiere poartă denumirea prescurtată de „B.K." [2].

De asemenea, capete carotiere autoascuţitoare de tipul TP (TP-1; TP-2; TP-3; TP-4; şi TP-5) au fost realizate prin folosirea de matriţe ceramice şi de oţel, de către institutul de cercetări V.I.M.S. din Moscova [3].

Capetele carotiere tip AS, construite la Întreprinderea de explorări-Lupeni, au la baza lor eliminarea unor deficienţe ale tipurilor amintite mai sus, în ce priveşte folosirea materialului dislocant, asigurarea unui recuperaj optim şi a unei bune calibrări a găurii, fiind adaptate diametrelor folosite în R.P.R.

Pentru Valea Jiului, introducerea pe scară largă a capetelor autoascuţitoare, prin stricta respectare

a tehnologiei de lucru cu acestea, reprezintă un important salt calitativ în îmbunătățirea vitezelor mecanice, operative și comerciale, fapt confirmat de experimentarea lor la sonda 5 238 Uricani.

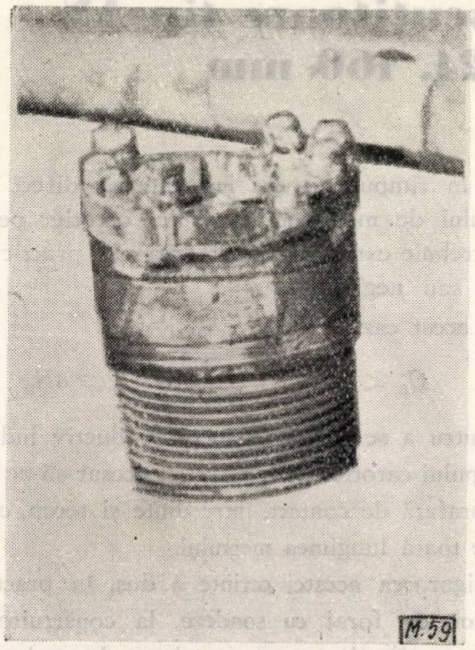


Fig. 1. Capul carotier AS Ø 57 mm. Vedere laterală.

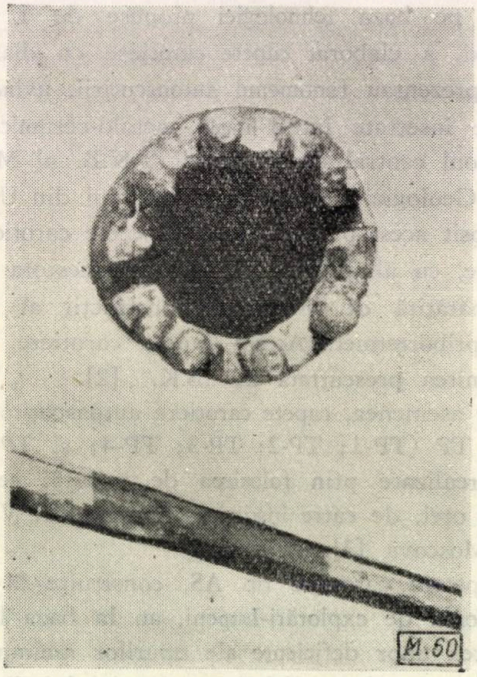


Fig. 2. Capul carotier AS Ø 57 mm. Vedere de sus.

De asemenea, în cadrul T.P.E.M., aceste capete carotiere pot fi extinse atît la exploatarea zăcămintelor feroase cît și la cele neferoase.

Descrierea construcției (fig. 3, 4 și 5)

Pentru construirea capetelor carotiere autoascuțitoare se folosește materialul care servește pentru forajul cu carotiere simple: grupa A tip C — STAS R 2374-51, putînd fi ușor adaptate și cele de tipul *d*).

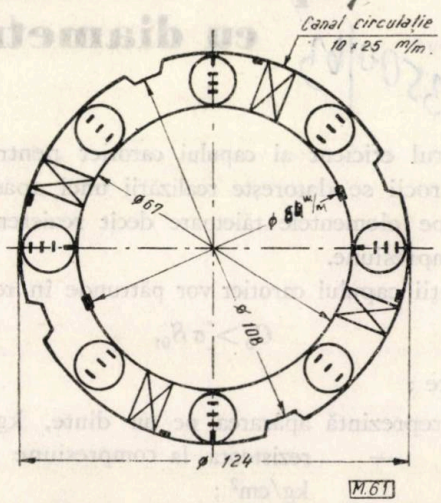


Fig. 3. Schița capului carotier AS Ø 124 mm.

În lăcașele tăiate în capete carotiere se fixează, prin alămire, dinți compuși, care sînt formați din matrița de oțel și plăcuțele de aliaj dur, îmbrăcate în alamă pe lungimea lor.

Bastonașele din aliaj dur se fixează întîi în locașurile din matrița de oțel și apoi se alămesc. Dinții compuși, gata confecționați, se fixează în capul carotier, așa cum rezultă din schițele anexate, pentru fiecare diametru de foraj.

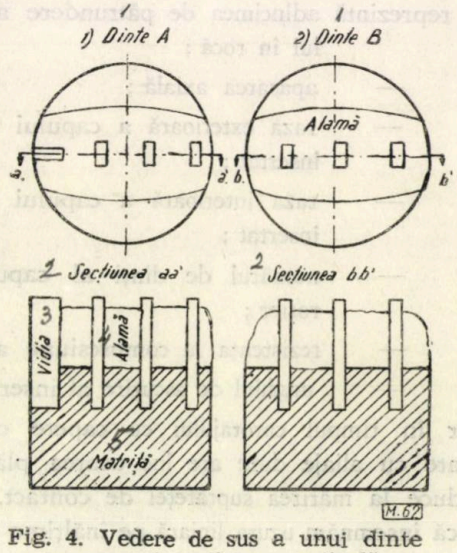


Fig. 4. Vedere de sus a unui dinte compus și secțiunea verticală a acestuia.

Însertarea dinților compuși este de două feluri: cu plăcuțe periferice, pentru calibrarea probei și a găurii de sondă (dinte tip A) și obișnuiți (dinte tip B).

Dinţii compuşi sînt de două feluri, pentru diametrul de 97 mm şi pentru diametrele de 124 şi 160 mm.

Pentru protecţia suprafeţelor exterioare şi interioare ale capului carotier, se încastrează, cu ajutorul alamei, la diametre nominale de tăiere exterioare şi interioare, plăcuţe de aliaj dur recuperat.

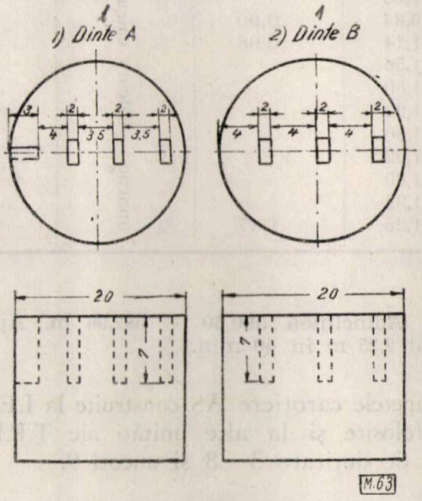


Fig. 5. Matriţa de oţel folosită la confecţionarea dinţilor compuşi.

Aliajul dur folosit pentru confecţionarea dinţilor compuşi are dimensiunea de 1,5×3×15 mm, fiind mult mai adecvat decît bastonaşele cilindrice folosite la capetele carotiere tip BK, construcţie T.K.B.

Aceste plăcuţe se fixează, pe o lungime de 7 mm, în matriţa de oţel.

Datorită faptului că suprafeţele exterioare şi interioare sînt protejate, capul carotier, după uzarea dinţilor compuşi, poate fi refolosit prin înlocuirea acestora.

Pentru asigurarea unei circulaţii bune a fluidului de foraj, se execută canale de circulaţie în talpa capului carotier şi pe exteriorul acestuia, aşa cum rezultă din construcţia pentru fiecare diametru de foraj în parte.

Modul de funcţionare şi regimul de lucru recomandat

Capetele carotiere AS construite la I.E. Lupeni lucrează pe principiul comun al tipurilor de capete autoascuţitoare cu aliaje dure.

Datorită faptului că plăcuţele cu secţiuni mici sînt înconjurate de alamă, în timpul forajului are loc autodegajarea lor, dat fiind că alama este îndepărtată mai uşor de roca mai moale. Prin aceasta, plăcuţele de aliaj dur pătrund în rocă, efectuînd dislocarea acesteia. În mod practic, forajul are loc pînă la uzura liniară pe înălţimea de 8 mm, iar viteza mecanică, la acelaşi teren, rămîne constantă.

Pentru a lucra cu succes pe talpă cu capete carotiere autoascuţitoare, este necesar ca talpa puţului să fie perfect curăţită, îndeosebi în cazul existenţei bucăţilor de aliaje dure pe talpă, deoarece acestea pot uşor deteriora dinţii compuşi.

În mod practic, s-a stabilit că, pentru o uzare a plăcuţelor pe înălţimea completă, se pot parcurge cu un cap carotier 8—25 m, după care se vor înlocui dinţii compuşi, lucru de o deosebită eficienţă economică.

Datorită faptului că acest tip de carotieră permite aplicarea unor regimuri de foraj rapide, se recomandă folosirea prăjinilor grele pentru realizarea unor apăsări axiale mărite şi a unor garnituri de foraj bune, pentru a se putea folosi turaţii ale capetelor carotiere de peste 400 rot/min.

În tabela 1 se dau parametrii de foraj cu carotiere AS, în funcţie de diametrul de foraj şi duritatea terenului, pentru condiţii medii de lucru.

În primele 10 minute de lucru pe talpă, se recomandă reducerea apăsării cu 20%.

Prototipul capului carotier AS 97 a fost experimentat la sonda 5238 Uricani.

Tabela 1

1 Categoria terenului	2 Regim de foraj						
	3 Apăsarea, kg			4 Turaţia, rot/min			5 Debitul, dm/s
	97	124	160	97	124	160	
III—IV—V	400—500	600—700	600—800	150—400			pentru a asigura viteze ascensionare la 3,5 dm/s
VI—VII	400—600	600—800	600—950	150—400			
VIII—IX	500—700	600—900	800—1100	150—350			

În tabela 2 se prezintă rezultatele obţinute la forajul în calcar şi marno-calcar.

La extragere, capul carotier nu a prezentat uzură pe lungime. Datorită pastilelor rămase la puţ, din marşul anterior cu cap carotier obişnuit, două plăcuţe periferice au fost retezate, fiind necesară înlocuirea lor.

Concluzii preliminare

1. Viteza mecanică creşte cu circa 20—30% pentru diferite roci, faţă de capetele carotiere obişnuite folosite în prezent în Valea Jiului.

2. Timpul de folosire mediu al capetelor carotiere AS, faţă de cele obişnuite, creşte cu circa 300—500%.

*Tabela 2**

1 Nr. crt.	2 Interval timp, min	3 Durata, min	4 Avansare interval, cm	5 Avansare durată, cm	6 Viteza mecanică: 7 Interval, m/h	6 Viteza mecanică: 8 durată, m/h	9 Teren parcurs	10 Observaţii
1	0— 5	5	7		0,84			
2	5— 10	5	9	16	1,08			
3	10— 20	10	14	30	0,84	0,90		
4	20— 30	10	19	49	1,14	0,98		
5	30— 40	10	26	75	1,56			
6	40— 50	10	25	1,00	1,50			
7	50— 55	5	16	1,16	1,92			
8	55— 65	10	30	1,46	1,80			
9	65— 70	5	16	1,62	1,92		11 marno — calcar, calcar	
10	70— 80	10	30	1,92	1,80			12 extras garnit.
11	80— 90	10	32	2,24	1,92			
12	90—100	10	21	2,45	1,26	1,47		

* *Fişă de observaţie* 13

14 AS 97 nr. 1 (folosită). Sonda 5238 Uricani (fără prăjini grele). Adîncimea 590,50 — 592,90 m. Apăsarea 500 kg. Turaţia 273 rot/min. Înainte de carotaj, s-au corectat 2,25 m în 40 min.

3. Lungimea medie a marşului se poate mări la 4—6 m, lucru ce va duce la o esenţială creştere a vitezei comerciale.

4. Capetele carotiere tip AS vor fi mai ieftine decît cele însertate cu plăcuţe obişnuite, 20×6×4 sau 20×8×6.

5. Se elimină complet ascuţirea şi transportul la ascuţire a capetelor carotiere.

6. Capetele AS sînt eficace în întreg profilul Văii Jiului (cu excepţia conglomeratelor cu liant argilos).

7. Capetele carotiere AS construite la I.E. Lupeni pot fi folosite şi la alte unităţi ale T.P.E.M., în terenuri de duritate 3—8 şi uneori 9.

Bibliografie

[1] Vozdvijenski, B. I. *Razvedocinoie burenie*, Moskva, 1949.

[2] *** *Vremenaia instrucţiia po kolonkovomu bureniu*, Moskva, 1949.

[3] Epştein, P. F. *Osnovî tehnologhii burenia razvedocinîh skvajih na ugol*, Moskva, 1953.

Lungimile maxime de montaj ale transportoarelor cu banda de cauciuc cu inserţii de bumbac

Ing. V. Hoepfner

Astăzi se consideră, în mod neîntemeiat, că pentru lungimi de transport ce depăşesc 600—800 m este necesar să se treacă la benzi de cauciuc speciale, cu inserţii metalice sau de nylon, care nu se fabrică încă în R.P.R., sau chiar la transportoare de construcţie nouă, cu cablu tractor, care de asemenea nu se produc încă la noi.

În cele ce urmează se arată că multe cazuri de transport la distanţe de 1 000—1 500 m, şi chiar mai mult, ce se ivesc din ce în ce mai des în exploatările noastre, se pot rezolva folosindu-se numai benzi obişnuite de cauciuc, cu inserţii de pînză de bumbac, fabricate curent în ţara noastră.

Pentru demonstrarea celor spuse vom determina, mai întîi, lungimea maximă teoretică de montaj orizontal a unui transportor cu bandă de cauciuc pentru mersul lui în gol, L_g, fără transport de material util. Pentru simplificare, vom considera numai cazul benzii cu $B=0{,}8$ m şi $i=5$ inserţii, pentru două debite: $Q=300$ t/h şi $Q=200$ t/h.

Pentru aceasta vom reaminti expresia sumei totale P a rezistenţelor de mers ale benzii de cauciuc pe rolele de susţinere, superioare şi inferioare, respectiv forţa periferică ce se transmite benzii de cauciuc de către toba sau tobele motoare ale sistemului de acţionare adoptat:

$$P=(q+2q_b+q_r=q'_r)\cdot L\cdot\omega\pm qH, \qquad (1)$$

în care:

q este încărcarea pe metru liniar de bandă dată de materialul de transportat, kg/m;

q_b — greutatea pe metru liniar a benzii de cauciuc;

q_r — greutatea pe metru liniar dată de piesele în rotaţie ale rolelor superioare, kg/m; pentru $B=0{,}8$ m şi o construcţie obişnuită cu distanţa dintre două trenuri de role succesive de 1 m, $q_r=17$ kg/m;

q'_r — greutatea pe metru liniar dată de piesele în rotaţie ale rolelor inferioare, kg/m; pentru $B=0{,}8$ m şi o construcţie obişnuită cu o distanţă medie între două role de 2,5 m, $q'_r=6$ kg/m;

L — lungimea transportorului, m (se presupune că transportorul este încărcat pe toată lungimea lui cu material de transportat);

L_g — lungimea orizontală maximă de mers în gol ($q=0$);

ω — coeficient unic de rezistență, avînd valoarea de: 0,03—0,04, ultima cifră fiind valabilă pentru transportoare de subteran întreținute mai prost. În cele ce urmează vom lua în mod acoperitor pentru un transportor montat la suprafață, cu întreținere normală, $\omega=0{,}035$;

$\pm H$ — diferența de nivel dintre punctul de încărcare a benzii și punctul de descărcare a materialului transportat. Se ia semnul + cînd transportorul urcă materialul spre deversare, și semnul — la transportoare descendente.

Încărcarea pe metru liniar dată de materialul de transportat se obține din expresia:

$$q = \frac{Q}{3{,}6 \times v} \cdot \qquad (2)$$

în care:

Q este debitul de material de transportat, t/h;

v — viteza benzii, m/s.

Reamintim, de asemenea, că tensiunea maximă ce se dezvoltă în banda de cauciuc, la urcare pe toba motoare (sau pe prima tobă motoare), se obține din forța periferică P prin majorare cu raportul $\frac{m}{m-1}$:

$$S_{inf.\,max.} = \frac{m}{m-1} \cdot P, \qquad (3)$$

în care:

$m = l^{\mu\alpha}$ este coeficientul de transmisie al tobei motoare (α este unghiul de înfășurare al benzii pe toba motoare, în radiani, iar μ este coeficientul de frecare dintre banda de cauciuc și tobă).

Pentru două tobe motoare cu $\alpha_1=\alpha_2=230°$, îmbrăcate în cauciuc, vom avea:

$$m = m_1 \cdot m_2 = 3{,}8 \times 3{,}8 = 14.$$

Păstrînd notațiile de mai sus, lungimea teoretică de montaj orizontal a transportorului, fără încărcătură ($q=0$ și $H=0$), este dată de relația (4), ce se obține egalînd rezistența de mers în gol a benzii cu solicitarea maximă admisibilă a benzii:

$$\frac{m}{m-1}(2q_b + q_r + q_r')\, L_g \cdot \omega = \frac{B \cdot K_r \cdot I}{K} \cdot \qquad (4)$$

În expresia de mai sus, K_r este rezistența de rupere a unei inserții, kg/cm:

$$q_b = [i \cdot g_i + (S_1 + S_2) \times g_c] \cdot B, \qquad (5)$$

în care:

B este lățimea benzii, m;

g_i — greutatea pe 1 m² a unei inserții din bandă, inclusiv cauciucul impregnat; benzile produse în R.P.R., pentru $K_r=70$ kg/cm, au $g_i=1{,}65$ kg/m;

S_1 și S_2 — grosimile straturilor exterioare de cauciuc (purtător și de rulare), mm; la benzile fabricate în R.P.R., din motive de fabricație, grosimile S_1+S_2 trebuie să fie astfel alese, încît grosimea totală a benzii să aibă valorile: 6, 8, 10, 12, 14, 16 mm; pentru $i=5$ inserții, considerăm că banda normală, fabricată azi la noi, are:

$S_1 + S_2 = 12 - 5 \times 1{,}6 = 4$ mm;

g_c^* — greutatea cauciucului din straturile exterioare ale benzii pe 1 m² și 1 mm grosime. La benzile fabricate în R.P.R. $g_c=1{,}3$.

În ceea ce privește coeficientul de siguranță K, observăm că literatura de specialitate, mai recentă, coboară valoarea lui K la $K=8...9$ („Convoyeurs à courroie caoutchoutée", de Biaggi).

În cele ce urmează vom folosi expresia dată de firma „Emergé" din R.P.U. pentru coeficientul de siguranță:

$$K = 8 + s_1 + s_2 + s_3$$

$s_1 = f(i)$ pentru $i=3$ și 4, $s_1=0$
pentru $i=5$ și 6, $s_1=1$
pentru $i=7$ și 8, $s_1=2$

s_2 ține seamă de greutățile granulației maxime de transport, G_{max}:

pentru $G_{max} < 15$ kg, $s_1=0$;

pentru $G_{max} > 15$ kg, $s_1=1$;

s_3 ține seamă de numărul de ore de funcționare zilnică a transportorului:

pentru $t < 10$ h/zi, $S_3=0$;

pentru $t > 10$ h/zi, $S_3=1$.

În exemplul ce urmează să-l analizăm, cu $i=5$ inserții și o durată de funcționare de 16 ore pe zi și greutăți de transportat mai mici ca 15 kg/buc., vom lua:

$$K = 8 + 1 + 0 + 1 = 10.$$

Deci expresia (4), devine:

$$\frac{14}{13}[2(5 \times 1{,}65 + 4 \times 1{,}3)\,0{,}8 + 17{,}5 + 6]L_g \times 0{,}035 = \frac{80 \times 70}{10} \times 5$$

de unde rezultă:

$$L_g = 1\,675 \text{ m}.$$

Dacă transportorul de mai sus îl montăm acum la 1 000 m, în loc de 1 675 m, din tensiunea maximă la care rezistă admisibil banda de cauciuc se eliberează o forță de:

$$F_d = \frac{B \times K_r \times i}{K} \times \frac{L_g - L}{L_g} = \frac{80 \times 70 \times 5}{10} \times \frac{1\,675 - 1\,000}{1\,675} =$$

$$= 1\,130 \text{ kg}.$$

De această forță disponibilă se profită încărcînd transportorul în cauză cu materialul de transportat la încărcarea: q, kg/m, corespunzător unui debit $Q=300$ t/h, iar în alt caz unui debit $Q=200$ t/h.

Deci $F_d = q \cdot L \cdot \omega \cdot \frac{m}{m-1}$

și

$$1\,130 \text{ kg} = q \cdot 1\,000 \times 0{,}035 \times \frac{14}{13} \cdot$$

Deci $q = \frac{1\,130}{37{,}6} = 30$ kg/m,

respectiv

$$v = \frac{Q}{3{,}6 \times q} = \frac{300 \text{ t}}{3{,}6 \times 30} = 2{,}8 \text{ m/s}.$$

Refăcînd calculele de mai sus pentru un debit de 200 t/h, la aproximativ aceeași viteză de transport, se obține o lungime de transport orizontal de 1 170 m.

Din cele de mai sus rezultă că un transportor cu bandă de cauciuc, cu o lățime de bandă de 0,8 m și 5 inserții, de construcție obișnuită, poate

* Pentru aceeași calitate a pînzei (K_r = 70 kg/cm), benzile fabricate în R.P.U. au g_i = 1,5 kg/m și g_c = 1,15 t/m³.

transporta într-un montaj orizontal 300 t/h la o distanţă de 1 000 m, sau 200 t/h la o distanţă de 1 150 m, pentru o viteză de transport, acceptabilă, de 2,8 m/s, la o putere consumată de:

$$N = \frac{80\times70\times5}{10}\times\frac{2{,}8}{102\times08} = 96 \sim 100 \text{ kW}.$$

Lungimile de montaj orizontal, determinate mai sus pentru debitele de 300 şi 200 t/h, în cazul particular al benzii cu B=0,8 şi i=5 inserţii din pînză de bumbac, cu K_r =70 kg/cm, se pot mări în mod apreciabil, prin luarea următoarelor măsuri:

a) uşurarea benzii de transport prin reducerea greutăţii inserţiilor impregnate şi prin coborîrea greutăţii specifice a amestecului de cauciuc din straturile exterioare la valori apropiate ale firmelor străine, şi anume:

g_1=1,5 kg/m^2, în loc de 1,65 kg/m^2;
g_2=1,2 kg/m^2 şi mm, în loc de 1,3 kg/m^2 şi mm;

b) uşurarea greutăţii pieselor în rotaţie ale rolelor superioare şi inferioare, prin reducerea grosimii pereţilor rolelor, prin reducerea greutăţii casetelor rulmenţilor rolelor şi mai ales prin mărirea distanţelor dintre două trenuri de role succesive, atît cît permit tensiunile benzii de cauciuc din zonele respective şi greutatea maximă a granulaţiei transportate.

Prin aplicarea măsurilor arătate la punctul b) s-au putut coborî greutăţile q_r şi q'_r, în cazul particular al transportorului cu lăţimea B=0,8 m, pentru o distanţă medie a rolelor superioare de 1,35 m şi de 4 m la rolele inferioare, la:

q_r=8 kg/m de la q_r=17,0 kg/m;

q'_r=3,2 kg/m de la q'_r=6 kg/m.

În această situaţie, expresia (4) devine:

$$\frac{14}{13}[2(5\times1{,}5+4\times1{,}2)\,0{,}8+8+3{,}2]\,L_g\times0{,}035 = \frac{80\times70\times5}{10},$$

de unde rezultă:

$$L_g = 2\,400 \text{ m}.$$

Dacă transportorul, astfel uşurat, îl montăm la 1 220 m, în loc de 2 400 m, din tensiunea maximă la care rezistă admisibil banda de cauciuc se eliberează o forţă de:

$$F_d = \frac{B\times K_r\times i}{12}\times\frac{L_g-L}{L_g} = \frac{80\times70\times5}{10}\times\frac{2\,400-1\,220}{2\,400};$$

$$F_d = 1\,375 \text{ kg}.$$

Din această forţă disponibilă se profită încărcînd transportorul în cauză cu materialul de transportat la încărcarea q kg/m.

Deci:

$$F_d = q.L.\omega.\frac{m}{m-1} = q\times1\,220\times0{,}035\times\frac{14}{13};$$

rezultă:

$$q = \frac{1375}{46} = 30 \text{ kg/m}.$$

Pentru aceeaşi viteză de 2,8 m/s, rezultă:

$Q=3{,}6\times q\cdot v=3{,}6\times30\times2{,}8$.

Q=300 t/h.

La aceeaşi viteză şi Q=200 t/h se obţine o lungime orizontală de montaj de 1 460 m.

Din cele arătate mai sus rezultă că, prin luarea măsurilor de uşurare a benzii de cauciuc şi a pieselor în rotaţie ale trenurilor de role, se poate împinge montajul orizontal al unui transportor cu bandă de cauciuc cu B=0,8 m şi i=inserţii la: 1 220 m pentru Q=300 t/h şi la 1 460 m pentru Q=200 t/h la aceeaşi viteză, v=2,8 m/s, şi aceeaşi putere consumată, 100 kW.

O împingere şi mai departe a lungimilor orizontale de montaj ale transportoarelor cu bandă de cauciuc se poate obţine prin executarea din duraluminiu a pieselor în rotaţie ale rolelor superioare şi inferioare.

În această situaţie, transportorul de mai sus poate fi montat la debitul de 300 t/h, la aceeaşi viteză — de 2,8 m/s — şi la acelaşi consum de putere — de 100 kW — la 1 400 m, în loc de 1 220 m, şi la circa 1 650 m la Q=200 t/h.

Calculele de mai sus, făcute numai pentru cazul particular al unei anumite lăţimi de bandă şi la un anumit număr de inserţii, au urmărit scopul de a arăta că şi cu benzi obişnuite de cauciuc cu inserţii de bumbac, fabricate în R.P.R., se pot executa transportoare cu lungimi de montaj orizontal putînd depăşi 1 000 m la debite de 300 t/h.

Este de la sine înţeles că aceste calcule trebuie efectuate pentru fiecare caz particular în mai multe variante de lăţimi, număr de inserţii şi viteze de transport, cu considerarea diferenţelor de nivel dintre punctele de încărcare şi descărcare.

În cazul diferenţelor de nivel negative, adică la benzi cu porţiuni mai mult sau mai puţin descensoare, lungimile de montaj cresc, iar puterile scad în mod corespunzător.

O nouă busolă geologică specială „Meopta"*

Geolog **Andrei Gurău**

Noua busolă geologică a fost propusă de dr. Miroslav Maşka din Praga şi realizată de uzinele KOVO. Pînă a ajunge în stadiul său final de realizare, busola a fost experimentată mai mulţi ani, şi îndeosebi în studiile microtectonice efectuate de geologul Miroslav Maşka în munţii Krkonoşi. În lucrarea sa de disertaţie, apărută la Praga în 1954, autorul prezintă pentru prima dată noul model al busolei sale.

Noua busolă geologică are marele avantaj că reuneşte într-un singur aparat patru instrumente de măsură, şi anume: o busolă geologică-minieră, un clinometru cu disc (aceste instrumente fiind deja utilizate în geologie) şi două instrumente cu totul noi — un goniometru cu bilă şi un dispozitiv stereografic cu două reţele, pe care autorul l-a numit „calculator geologic de trigonometrie sferică", datorită funcţiunilor pe care le îndeplinesc aceste reţele (fig. 1).

Datorită noilor instrumente, busola geologică (stereografică) oferă posibilităţi multiple de utilizare în

* Meopta — Bousole géologique spéciale modèle nr. 11409. Kovo — Praha, Tchecoslovaquie.

practică, în diferitele ramuri ale geologiei şi ale industriei mieniere. Cu mai multă eficacitate busola se poate aplica în geologia structurală (microtectonică), în tectonică, geologia zăcămintelor de substanţe minerale utile etc. În aceste ramuri, busola permite introducerea de noi metode analitice de înaltă economicitate şi eficienţă. Construcţia busolei permite efectuarea rapidă şi uşoară a măsurătorilor statistice, colective, a diverselor elemente structurale, stratificaţii, şistozităţi, sisteme de fisuri, diverse tipuri de liniaţii etc.

Acest lucru este posibil datorită înregistrărilor grafice directe pe reţeaua transparentă de proiecţie.

Noua busolă geologică cuprinde două părţi. Partea inferioară în care sînt incluse acul magnetic şi

Modul de lucru cu busola

Busola este concepută pentru măsurătorile efectuate prin procedeul azimuturilor — al înclinărilor (linii de maximă înclinare a suprafeţelor, înclinaţiile sistemelor liniare). Din acest motiv, indicele 0 (N) este răsucit cu 90° în raport cu poziţia clasică. Prin aplicarea peretelui lung al aparatului deschis se obţin valorile azimuturilor de înclinare, iar prin aplicarea peretelui scurt se obţin valorile azimuturilor de direcţie (linii orizontale ale suprafeţelor).

Măsurătorile de înclinare a feţelor plane şi a formaţiunilor liniare se fac cu ajutorul clinometru-

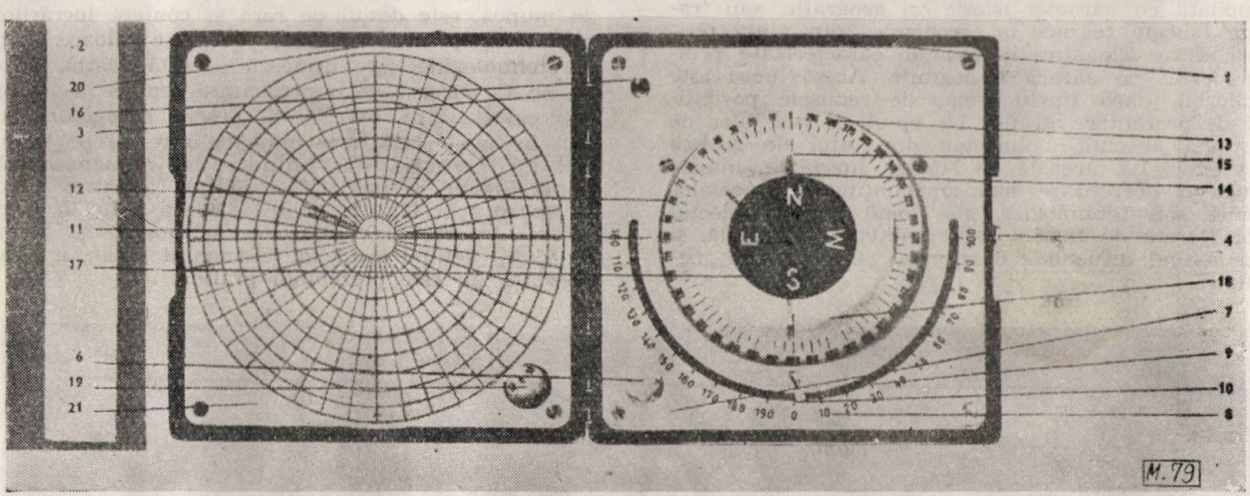


Fig. 1. Busola Meopta:

1 — partea dreaptă a busolei; *2* — partea stîngă (capacul); *3* — şarniera de închidere a busolei; *4* — resortul de închidere al busolei; *6* — nivela sferică; *7* — geamul busolei; *8* — scara goniometrului cu bilă; *9* — canalul goniometrului cu bilă; *10* — bila goniometrului; *11* — indici de reglare al busolei (la declinaţia magnetică); *12* — repere de reglare; *13* — scara busolei; *14* — acul magnetic; *15* — reper luminiscent al acului magnetic; *16* — butonul de blocare a acului magnetic; *17* — cadranul negru prevăzut cu oglinda de acoperire; *18* — oglinda de acoperire; *19* — clinometrul busolei; *20* — dispozitiv de blocare a clinometrului; *21* — plachetă de acoperire a capacului.

goniometrul cu bilă, care alunecă pe un canal semicircular. Orientarea busolei este modificată cu 90°, în raport cu poziţia clasică. Scala gradată, cadranul, busolei se poate roti, permiţînd astfel atît reglarea orientării busolei la declinaţia magnetică cu ajutorul unor repere cît şi deplasarea ei sub un anumit unghi drept. Indicatorul nord al acului busolei este prevăzut cu un reper luminescent.

În partea superioară a busolei (în capac) sînt incluse: clinometrul, prevăzut cu un sistem de blocare, şi un disc circular gradat, citirea făcîndu-se în dreptul unei deschideri circulare, ce se află în colţul din dreapta jos al capacului; două reţele stereografice de tip Lambert. Reţeaua meridională este fixată pe capacul busolei, iar cea polară (mobilă), pe care se notează măsurătorile, este aplicată prin suprapunere peste reţeaua meridională şi fixată cu un ac care trece prin centrul ambelor reţele.

Punerea în funcţiune a instrumentelor este foarte uşoară, datorită sistemelor de blocare şi deblocare cu care sînt prevăzute.

Diviziunea scalei busolei, goniometrului cu bilă şi discului clinometrului este făcută la intervale de 5°.

Diviziunea reţelei meridionale fixe (Lambert) este făcută din 5, 10 şi 30°, iar a reţelei polare — la intervalele 30, 60, 90°. Greutatea busolei este de 0,42 kg, dimensiunea de 100×100×25 mm. Busola are o rezervă de 1 000 reţele polare transparente de tip Lambert şi 200 foi de hîrtie transparentă avînd însemnat indicele N, plus zece ace de rezervă pentru fixarea reţelelor polare transparente.

lui cu disc. Busola, fiind complet deschisă şi în poziţia verticală, se aplică cu marginea sa lungă pe linia de pantă, care urmează să fie măsurată.

Goniometrul cu bilă este conceput pentru măsurarea unghiurilor de la suprafaţa planurilor înclinate formate de către diversele sisteme liniare şi linia orizontală imaginară.

Măsurătoarea propriu-zisă se face aplicînd toată suprafaţa inferioară a busolei deschise pe suprafaţa geologică. Marginea lungă a busolei trebuie să coincidă cu liniaţia ce urmează a fi măsurată. Bila care alunecă pe canalul semicircular se va opri în dreptul valorii unghiulare a liniaţiei respective.

Dispozitivul stereografic cu dublă reţea serveşte la înregistrarea valorilor măsurate după principiul proiecţiilor sferice; el este propriu pentru metoda proiectării în emisfera inferioară.

Reţeaua polară transparentă, care se roteşte, constituie reţeaua principală de înregistrare a tuturor datelor. Reţeaua inferioară permite proiectarea pe reţeaua superioară a suprafeţelor plane sub formă de arie.

Noua busolă geologică „Meopta", a dr. Maşka, are o întrebuinţare din ce în ce mai mare în geologie, permiţînd rezolvarea în teren a multor probleme, care cu busola geologică simplă urmau a fi soluţionate numai în faza de laborator.

Datorită posibilităţilor de măsurare a celor trei mărimi spaţiale, a obiectelor cercetate, busola permite rezolvarea diverselor probleme de geologie structurală, matematică, geometrie etc., simplificînd colectarea şi elaborarea datelor de teren.

Contribuţii la istoria exploatării sării în ţara noastră

Lucrările vechi cu caracter ştiinţific asupra ţărilor romîneşti, apărute începînd încă din secolul al XVI-lea, chiar atunci cînd descriu călătorii, reprezintă compilaţii cu caracter istoric ori geografic, sau tratează aspecte tehnice ori economice din viaţa ţărilor noastre. Ele sînt, în general, caracterizate printr-o destul de săracă iconografie. Acest lucru este explicabil, dacă ţinem seamă de redusele posibilităţi de prezentare grafică ale epocii şi mai ales de obişnuita absenţă a imaginii din stilul de grafică al vremii. La aceasta se adaugă lipsa de interes pentru o prezentare mai amănunţită a proceselor tehnice sau tehnologice, mai toate făcînd obiectul unor secrete de familie, sau eventual de breaslă, şi deci nefiind difuzabile unor mase mai largi de „neiniţiaţi".

Acestea sînt, în linii mari, cauzele pentru care, pînă în secolul al XVIII-lea, publicarea de desene, reproduceri, sau scheme tehnologice ori de fluxuri de muncă, este destul de rară şi conferă lucrărilor, care totuşi o fac, un caracter de mare valoare. Printre tehnologiile care urmează această soartă, de a nu se fi bucurat de o prezentare grafică, a fost şi exploatarea sării. Cele dintîi desene schematice corect întocmite, ale unor mine de sare de pe teritoriul ţării noastre, sînt întîlnite fie în manuscrisele mineralogului Kölescri (1717—Sibiu), fie într-o lucrare apărută la Cluj în anul 1767, cea a lui J. Fridvalski. Acestea însă sînt prea schematice şi lipsite de viaţă, nefiind legate de elementul uman, a cărui prezenţă nu este prezentată grafic.

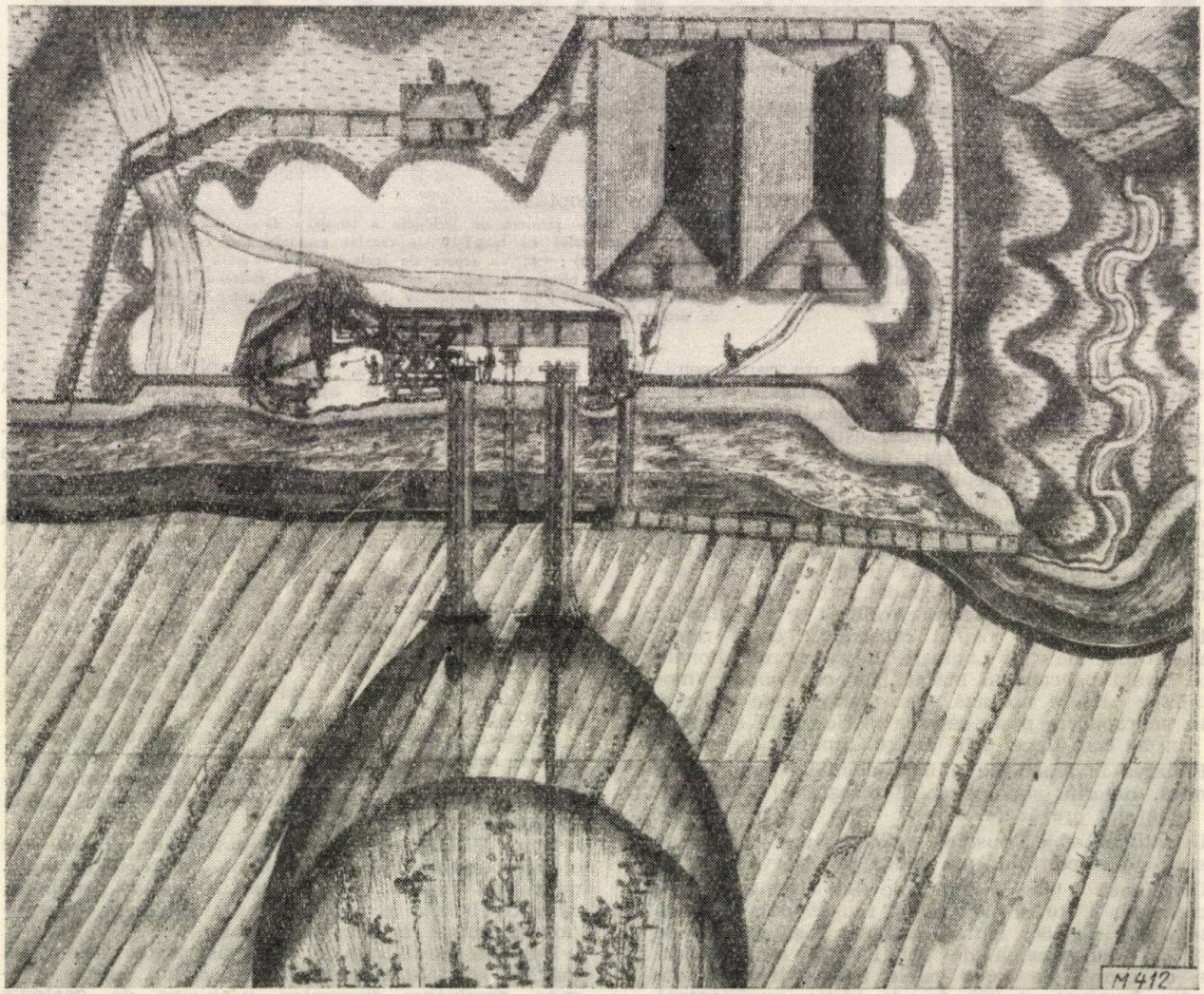


Fig. 1.

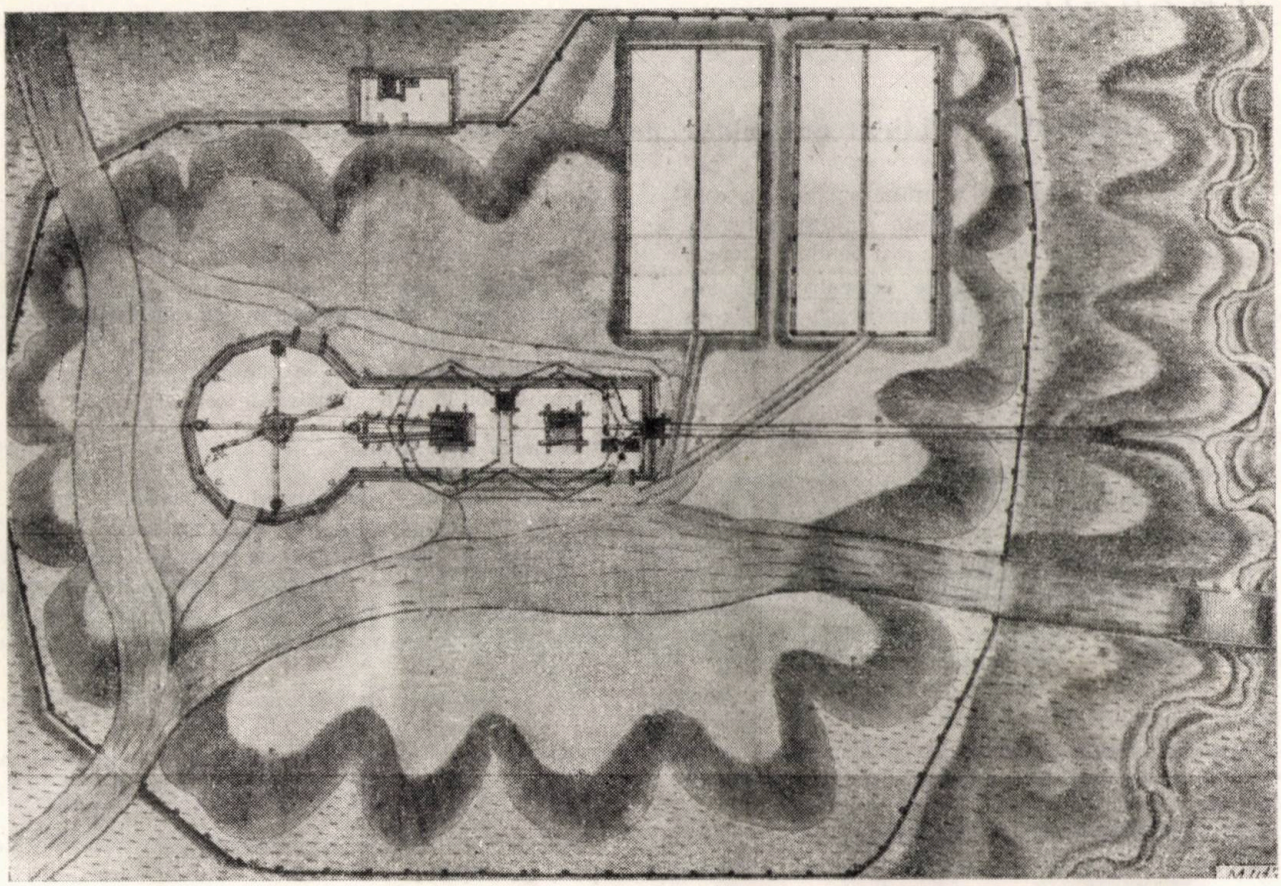


Fig. 2.

Nu același lucru se întîmplă într-o altă lucrare din aceeași epocă, redactată de consilierul pentru probleme miniere J. Ehr. Fr. Fichtel, un mare cunoscător al mineralogiei și bogățiilor miniere ale Ardealului, care ne-a lăsat o foarte detaliată prezentare grafică a Salinei Turda.

Autor al unor bune lucrări de mineralogie, Fichtel studiază rocă cu rocă „mineralizațiunile" din Ardeal și publică mai multe lucrări, printre care :

— „Veşti despre mineralizațiunile din marele principat al Transilvaniei". Nürnberg, 1780 ;
— „Observațiuni mineralogice asupra munților Carpați". Viena 1781 ;
— „Acte mineralogice". Viena, 1794 ;
— „Dare de seamă asupra istoriei minerale a Transilvaniei" în două volume. Nürnberg, 1780.

În partea a doua a primei dintre lucrările citate, Fichtel publică o foarte interesantă hartă geografică. În ea sînt indicate toate zăcămintele de sare din Munții Carpați, din toate trei țările românești, Transilvania, Valahia și Moldova, precum și izvoarele minerale, despre a căror formare autorul are idei cît se poate de corecte.

În continuare, în apendicele lucrării sale, Fichtel dă un plan de situație a salinelor de la Turda, precum și două desene la scară mare, în care arată cum decurge exploatarea minieră de aici, descriind și prezentînd grafic, cît se poate de clar, utilajele și echipele de muncitori la lucru.

Manejul cu cai, puțurile de coborîre și urcare și mai ales muncitorii din subteran sînt prezentați în figura 1, care reprezintă o secțiune verticală printr-o cameră de exploatare în formă de clopot.

Din examinarea costumelor muncitorilor, se vede că ei sînt locuitori români din vecinătate. Desenul permite să se deducă rolul jucat de fiecare om în procesul de producție și reprezintă o piesă de mare valoare în iconografia istoriei extracției sării de la noi din țară, fiind pînă astăzi unica documentație grafică veche completă cunoscută asupra unei saline de pe teritoriul românesc.

D. Todericiu

Dispozitiv de ridicat ansamblele de agitare de la celulele de flotare

Instalaţiile de preparare a minereurilor de construcţie mai veche nu sînt dotate cu dispozitive de ridicare a ansamblelor de agitare din celule de flotare.

În această situaţie operaţia de înlocuire a ansamblelor, a căror greutate variază între 200—600 kg, se execută manual de către 4—6 oameni în timp de 3—4 ore pe celulă.

Dezavantajele operaţiei de înlocuire manuală a ansamblelor sînt următoarele :

— consum mare de manoperă ;

— reglarea distanţei între rotor şi stator nu se face corespunzător ;

— prezintă pericol de accidentare fie a muncitorilor, fie a ansamblelor supuse înlocuirii ;

— influenţează nefavorabil asupra indicelui de utilizare a instalaţiilor de preparare.

Aceste dezavantaje au ieşit în evidenţă şi mai mult cu ocazia punerii în funcţiune pentru experimentare a rotoarelor de agitare a tulburelii confecţionate din porţelan la celulele de 1 m³ tip IPROMIN cînd, scăpîndu-se din mînă, au fost sparte două rotoare.

Faţă de această situaţie au fost studiate posibilităţile găsirii unui dispozitiv semimecanizat adaptabil condiţiilor locale, care să fie simplu, uşor de manipulat, ieftin şi care să poate fi confecţionat local.

Studiind mai multe variante s-a ajuns la concluzia confecţionării dispozitivului de ridicat, figura 1, care se poate utiliza în condiţii bune la înlocuirea ansamblelor de la celulele tip IPROMIN şi Iaszberenyi, iar dispozitivul din figura 2 se poate utiliza la înlocuirea ansamblelor la toate tipurile de celule.

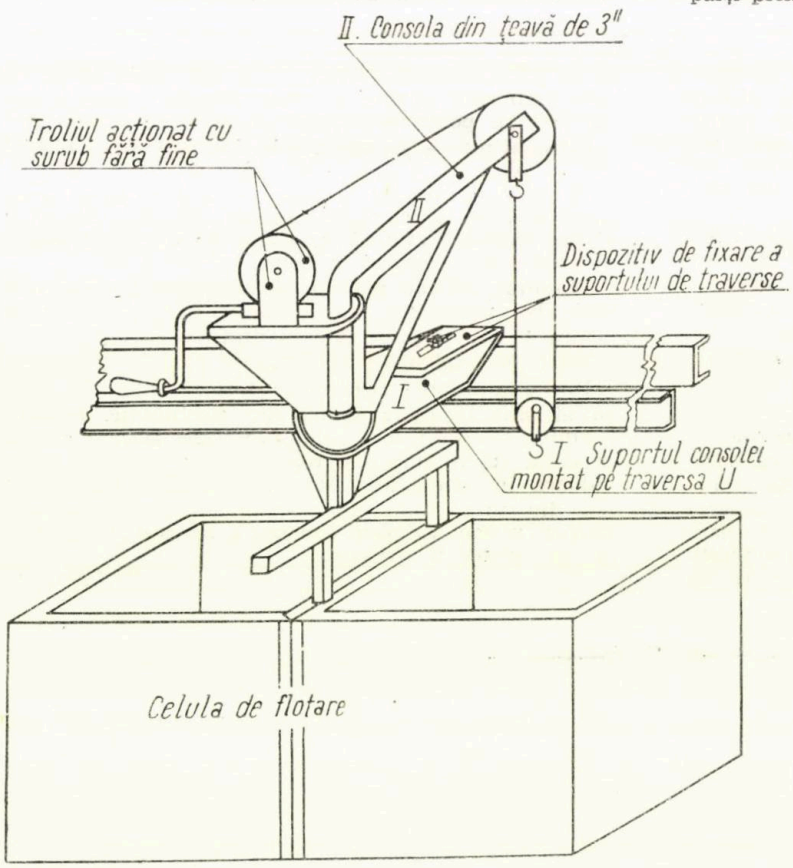


Fig. 1. Dispozitiv de ridicat ansamblele de agitare din celulele de flotare cu sarcină de ridicare pînă la 300 kg.

Descrierea dispozitivului

Acest dispozitiv, cu sarcini de ridicare pînă la 300 kg, se compune din două părţi principale :

Ansamblul I este suportul de bază confecţionat din tablă OL 38, care se fixează pe traversele principale ce trec deasupra şi de-a lungul celulelor de flotare pe care sînt instalate motoarele electrice şi ansamblele de agitare.

De această placă de bază este sudat locaşul consolei cu trolii întărit cu nervuri din tabla OL 38.

Acest suport se fixează pe traversele de profil U cu dispozitivul mobil, în funcţie de tipul de celule la care se montează (IPROMIN sau Iaszberenyi).

Ansamblul II este confecţionat din următoarele părţi principale :

— consola troliului din ţeavă de 3" ;

— troliu cu angrenaj cu şurub fără fine ;

— cablul cu moletele şi manivela.

Ansamblul II se intrpduce în locaşul consolei din suportul de bază la fundul căruia se găseşte un lagăr axial pe care se învîrteşte consola.

Sistemul de acţionare a troliului este confecţionat din tamburul pentru cablu, un angrenaj cu şurub fără fine şi manivela.

Funcţionarea dispozitivului

În cazul înlocuirii ansamblelor de agitare de la celule sau al înlocuirii căptuşelilor din fundul acesteia, cînd, de asemenea, trebuie scos ansamblu de agitare, se procedează astfel :

Ansamblul I se fixează la celula defectată pe traversele longitudinale cu dispozitivul de fixare şi se strînge şurubul de fixare.

După fixarea suprotului de bază de traversele longitudinale, se introduce în locaş consola cu troliu.

Apoi, la ansamblul defectat, ce urmează să fie scos din celule, se montează pe tubul de autoaeraţie o brăţară specială construită pentru înlocui-

rea lanțului de legătură în care se agață cîrligul de pe cablul troliului și se ridică tubul cu distribuitorul pînă la nivelul carcasei lagărului axului de agitare, după care se desfac șuruburile de fixare a lagărului. Ansamblul, devenind astfel liber, se continuă ridicarea lui pînă la nivelul de sus al celulei, și scoaterea în fața celulei unde se lasă jos. Montarea brățării pe tubul de autoaerație sefixează de la punctul de echilibru (în poziția orizontală) decalat puțin spre direcția distribuitorului, astfel ca partea ansamblului cu lagărul și cu șaiba de curea din poziția verticală, în urma diferenței de greutate, ăs încline spre poziția orizontală, respectiv spre fața celulei. Această diferență trebuie să fie mică, ca un om ușor să poată echilibra această diferență de greutate. La introducerea ansamblului brățarul se fixează decalat de punctul de echilibru pentru ca distribuitorul să încline ușor spre fundul celulei, ușurînd ridicarea ansamblului în poziția verticală și fixarea de traversele longitudinale.

Prin realizarea acestui dispozitiv de ridicat se obțin următoarele avantaje :

— se realizează o problemă socială prin înlocuirea muncii manuale grele și cu pericolul de accidentare ;

— se asigură montarea ansamblelor cu trei oameni în timp mai redus, cu posibilitate de reglare mai perfectă a distanței între stator și rotor ;

— contribuie la mărirea indicelui de utilizare a instalației de perforare prin reducerea timpului de reparație ;

— dispozitivul este o construcție simplă, ușor de manipulat, poate fi utilizat la ridicarea ansamblelor pînă la sarcina de 300 kg. Are greutate mică, de circa 80 kg, din care : ansamblul I 30 kg, iar ansamblul II 50 kg, și poate fi confecționat în atelierul de întreținere al uzinelor de preparare ;

— dispozitivul este mult mai ieftin decît alte sisteme de ridicat cu acționare mecanică (ca poduri rulante etc.).

Acest dispozitiv este aplicat cu rezultate bune la Flotația E. M. Herja, unde condițiile locale nu permit instalarea dispozitivului montat pe cărucior.

Dispozitiv de ridicat tip II

Acest dispozitiv (fig. 2) este montat pe cărucior cu sarcină de ridicare pînă la 300 kg pentru ansamblele de agitare din celulele de pînă la 1,3 m^3 și un dispozitiv montat pe cărucior cu sarcină de ridicare pînă la 800 kg pentru înlocuirea ansamblelor din celulele de 2,8 m^3.

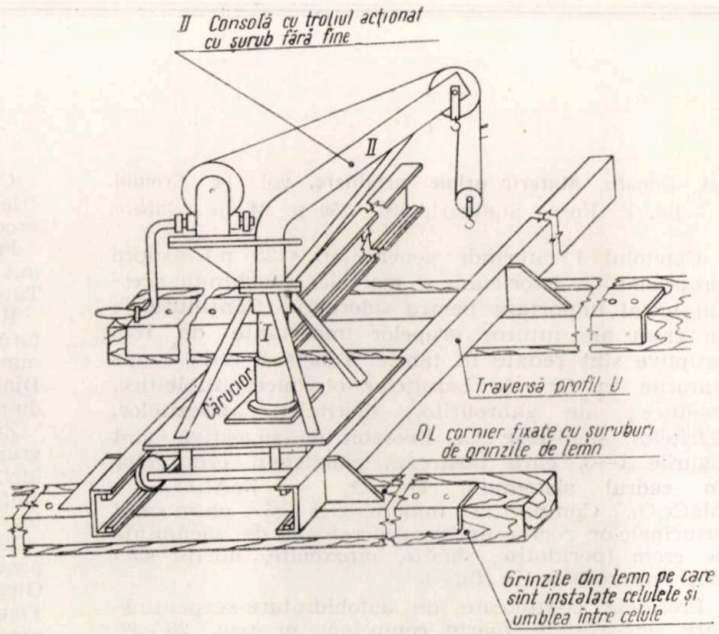


Fig. 2. Dispozitiv de ridicat ansamblele din celulele de flotare cu sarcină de ridicare pînă la 800 kg montate pe cărucior.

Construcția acestor dispozitive se deosebește numai prin dimensionarea în raport cu sarcina de ridicare de 300 sau 800 kg și se compune din :

— șasiul construit din profil U și cornier ;

— căruciorul dispozitivului ;

— consola cu troliu de ridicare.

Funcționarea dispozitivului

În profilul U se montează două bare de ghidaj din OL 20 x 20 mm care se ansamblează cu profilul U prin nituire, și servește pentru ghidarea roților de la căruciorul cu dispozitivul de ridicat.

Aceste profile U sînt sudate pe traversele corniere de 100 x 100 mm, care servesc la fixarea șasiului de schelă din lemn din fața celulelor.

Distanța între traversele corniere și lungimea lor se execută în funcție de schelăria de lemn al umbletei din fața celulelor unde se proiectează circulația căruciorului.

Lungimea traverselor U se stabilește în funcție de lungimea bateriilor de celule pe care urmează să le deservească căruciorul cu dispozitivul de ridicat.

Manipularea dispozitivului se face ca și la tipul I.

Folosind acest dispozitiv, și avînd pregătite dinainte o rezervă de ansamble de agitare, reparațiile se vor putea executa într-un timp mult mai scurt și deci capacitatea de prelucrare a instalației va crește.

Ing. *Iordăchescu Grigore* și tehnician *Lachman Iuliu*

Recenzie

M. Donath. **Materii prime metalifere,** vol. 14. **Cromul.** Ed. F. Enke, Stuttgart, 1962, 390 p. 94 fig., tabele.

Capitolul I cuprinde generalităţi (125 p.) asupra proprietăţilor, istoricului şi mai ales geochimia acestui metal important pentru siderurgie. Conţinuturile în crom ale tuturor grupelor importante de roci eruptive sînt redate în tabele. Tabela 2 redă conţinuturile în Cr ale bazaltelor olivinice, tholeitice, melitice; ale gabrourilor, dioritelor, andezitelor, tefritelor, sienitelor ş.a. Deosebit de sugestive sînt figurile 1—3, care ilustrează chimismul cromitelor în cadrul sistemului $FeCr_2O_4$ — $FeAl_2O_4$ — $MgCr_2O_4$. Compoziţia mineralogică şi chimismul principalelor roci eruptive generatoare de zăcăminte de crom (peridotite, dunite, piroxenite, norite ş.a.) sînt reprezentate în fig. 4.

Procesele complicate de autohidratare-serpentinizare sînt tratate foarte competent în pag. 28—32. De asemenea, este bine ilustrat capitolul referitor la textura minereurilor cromice, care pune în evidenţă bogata experienţă a autorului asupra minereurilor din provincia ofiolitică balcano-anatolică.

Problemele de geneză a zăcămintelor de crom sînt descrise în pag. 42—55, autorul rămînînd la originea lichid-magmatică. Volumul mai cuprinde şi scurte capitole referitoare la prospecţiunea geofizică, exploatarea, prepararea şi utilizarea cromitelor, care sînt tratate rezumativ şi cuprinzător.

Capitolul II, cel mai bine dezvoltat (260 pag.), descrie zăcămintele de cromit ale principalelor strate producătoare.

Foarte amănunţit sînt tratate zăcămintele de cromit ale provinciei balcano-anatolice (R.P.F. Iugoslavă, Turcia, R.P. Albania, Grecia, R.P. Bulgaria şi R.P.R.).

R.P.F. Iugoslavă este considerată cea mai bogată ţară în crom din Europa; cele mai cunoscute zăcăminte sînt Liuboten (Raduşa), Brezoica, Musutiste, Djakovica, Orahovac, Lojane ş.a., în figura 64 îndu-se profilele tipice ale acestora.

Zăcămintele din Turcia sînt descrise pe 20 p., grupul cel mai important — Fethiye-Eskisehir-Cankiri, este foarte sugestiv ilustrat şi descris cu multe amănunte. Minereurile se caracterizează prin calitatea lor superioară (50—60% Cr_2O_3).

Zăcămintele din U.R.S.S. (30 p.) sînt localizate în provincia metalogenetică a Uralului (Kempirsai, Gigant, Spornoje, Donskoj, Habarninsky, Sarani etc.). Figurile 72—78 redau schiţele geologice şi profilele acestor zăcăminte. Tabela 49 redă circa 100 analize chimice ale cromitelor din Ural.

Descrierea amănunţită a zăcămintelor de cromit din U.R.S.S. măreşte în mod considerabil valoarea cărţii.

În partea finală a tratatului sînt descrise zăcămintele de cromit ale provinciei ofiolitice Sud-africane (Rodesia şi Uniunea Sud-Africană, cu zăcămintele Great Dyke şi Buschweld) care, prin rezervele sale de un miliard tone minereuri, reprezintă cea mai importantă provincie cromiferă de pe glob.

Documentare

NAIDIŞ, A. M. şi DUDKO, I. S.: **Folosirea combinei K-52 M** de tip suveică în mina 13-bis a trustului Sovestkugol Primenenie (Primenenie sel nokovovo kombaina K-52 M na şahte 13 bis tresta Sovetskugol). În: Ugol Ukrainî 5, nr. 12, dec. 1961, p. 31—33.

Complexul cu front îngust de tăiere, compus din combina K-52 M, montată pe transportorul şerpuitor cu raclete KSP-IM, stîlpi hidraulici GS-2-4M, stîlpi de surpare OKU-04 şi grinzi articulate de 1 m lungime, a fost introdus în abatajul frontal de 167—220 m lungime pentru extragerea stratelor de cărbune cu grosime de 1,2 m. Fîşia tăiată de combină are o lăţime de 0,5 m; cărbunele tăiat are o granulaţie sub 150 mm şi se încarcă pe transportorul cu raclete, fiind apoi evacuat din abataj. Organizarea lucrărilor a fost făcută după graficul ciclic în trei schimburi de şase ore, cu întrerupere de o oră între schimburi şi de patru ore la sfîrşitul zilei pentru repararea utilajelor, săparea galeriei direcţionale de aeraj şi zidirea fîşiei de rambleu.

Eficienţa economică a folosirii combinei K-25 M reiese din comparaţia indicatorilor tehnico-economici obţinuţi cu combinele Donbass: producţia medie lunară realizată a fost cu 41% mai mare pentru combina K-52 M, iar productivitatea muncii — de 2,6 ori mai mare.

LAZARENKO, E. N. şi IGNATENKO, I. P.: **Controlul continuu automat al conţinutului de metan în curentul de aer la ieşire din sector** (Neprerîvnîi avtomaticeskii kontrol metana v ishodeaşcei strue uceastka). În: Ugol Ukrainî 5, nr. 12, dec. 1960, p. 22—24.

Pentru controlul automat şi continuu al conţinutului de metan în aerul de mină au fost construite în U.R.S.S. aparatele staţionare cu acţiune continuă de tipul IM-3 şi AMT-2. Funcţionarea acestor aparate se bazează pe efectul termocatalitic de combustie a metanului. Domeniul lor de folosire se extinde la controlul conţinutului de metan în curentul de aer provenit din abatajele frontale, sectoare, flancuri ale cîmpului minier şi din mina în întregime. De asemenea poate fi controlat conţinutul de metan în curentul de aer care pătrunde în camerele de maşini şi abatajele frontale, atunci cînd aerajul mai multor obiective se face succesiv. Analizîndu-se eficacitatea controlului automat în funcţie de amplasarea impulsorului aparatelor IM-3 şi AMT-2, se constată că pentru alegerea justă a locului de montaj al impulsorului în galeria direcţională de aeraj este necesară determinarea prealabilă a zonei de intensitate maximă a degajării de metan.

MAKOGON, N. S.: **Prepararea cărbunilor în medii dense** (Obogaşcenie uglei v teajolîh sredah). Ugol Ukrainî 5, nr. 12, dec. p. 14—15.

Metoda de preparare a cărbunelui în medii dense este cea mai eficientă, contribuind la creşterea procentului de concentrat şi micşorarea pierderilor de combustibil în şlamuri. Se arată situaţia instalaţiilor industriale construite şi în curs de construcţie în U.R.S.S. Rezultatele obţinute pînă acum în cursul încercărilor industriale sînt favorabile şi dovedesc că introducerea metodei de preparare în medii dense a cărbunilor din Donbass va asigura obţinerea unor indicatori cantitativi şi calitativi mai ridicaţi decît cei ce se obţin în instalaţiile de preparare prin zeţaj.

GRISTAN, E. L. şi TURETKI, I. M.: **Prepararea minereurilor şi afînarea concentratelor prin metoda flotaţiei inverse cu colectori anionici** (Obogaşcenie jeleznîh rud i dovodka magnetitovîh konţentratov metodom obratnoi flotaţii anionnimi kollektorami). În: Gornîi j. 136, nr. 12, dec. 1961, p. 47—50.

Metoda de flotaţie inversă a minereurilor de fier cu ajutorul colectorilor anionici este bazată pe faptul că într-un mediu puternic alcalin, în prezenţa ionilor de calciu şi de magneziu, introducîndu-se amidon, cuarţul flotează, iar minereurile de fier rămîn în produsul de camere. În urma încercărilor de laborator şi industriale efectuate se constată că această metodă permite prepararea cuarţitelor de hematită din Krivoi-Rog şi a concentratelor de magnetită, obţinîndu-se concentrate de calitate corespunzătoare atît pentru furnale cît şi pentru procesele de extragere directă a fierului. Pentru flotaţia inversă pot fi folosiţi, în loc de amidon, o serie întreagă de reactivi, ca: materii tanante naturale, reziduurile de la tăbăcării, clorlignina sau nitrolignina. Avantajele metodei de flotaţie inversă sînt: posibilitatea flotaţiei în ape cu duritatea ridicată, randamentul mare şi o gamă mare de reactivi colectori de depresare.

Punct de transfer pentru transportor cu bandă prin care se evită sfărîmarea cărbunilor (Anti-breakage transfer point). În: Min. Equip. 12, nr. 12 dec. 1961, p. 40.

Pentru un transportor cu bandă de 914 mm lăţime s-a proiectat un punct de transfer prevăzut cu pîlnie şi jgheab. Căderea fiind mică, se reduce rezistenţa la aeraj şi, respectiv, formarea prafului de cărbune. Dirijarea cărbunilor către punctul de transfer este realizată prin „centralizare" cu resort, care asigură afluxul în curent continuu către transportorul receptor, peste o placă menţinută prin contragreutăţi deasupra rolei de la baza jgheabului. Distribuirea cărbunilor pe transportorul receptor se face prin alimentator spiral şi, eventual, elevator cu bandă, ambele acţionate prin transmisie cu lanţ.

Manevrarea grinzilor în abataje (Handling girders in stables). În: Min. Equip. 12, nr. 12, dec. 1961, p. 41.

Echipamentul de manevrare recent realizat utilizează gheare autoprinzătoare fără buloane şi ţevi de oţel moale. El permite deplasarea grinzilor din oţel I de profile mari, pentru susţinerea abatajelor mecanizate dotate cu stîlpi hidraulici. Grinzile sînt dispuse perechi perpendicular pe frontul abatajului. În fiecare pereche, o grindă susţine tavanul, iar cealaltă se află în poziţie de aşteptare, rezemată pe ţevi situate paralel cu frontul. Cînd susţinerea avansează, grinda „în aşeptare" este împinsă înainte, alunecînd pe ţevi, apoi ghearele autoprinzătoare o apucă cu capetele lor de prindere şi o ridică pînă ce vine în contact cu tavanul şi se sprijină pe stîlpii hidraulici. Apoi ghearele sînt fixate cu capetele de fixare pe grinda nou aşezată, prind grinda, care fusese în poziţie de susţinere, şi o aduc în poziţia de aşteptare. Sistemul simplifică manevrele şi le reduce costul.

Tăierea cărbunelui prin crestături înguste în abataje cu front lung (Thin-kerf cutting at longwall faces). In: Iron Coal Trades Rev. 183, nr. 4875, dec. 1961, p. 1359—1360.

Necesitatea de a se reduce la maximum procentajul de cărbune mărunt a dus la realizarea unui nou tip de lanţ tăietor pentru combine miniere. Acesta produce o crestătură de numai 83 mm lăţime, faţă de 140—152 mm în cazul tipurilor anterioare. Cadrul-suport al lanţului tăietor a fost simplificat prin suprimarea plăcii frontale şi a celei finale. Laturile cadrului sînt constituite din oţel profilat I. Lanţul se compune din elemente scurte articulate, fiecare prevăzut cu cîte unul sau două cuţite. Tensionarea lanţului se realizează printr-un şurub de întindere sau prin dispozitiv hidraulic. Ultimul sistem este mai simplu, înlăturînd punerea sub sarcină prin şocuri. Acţionarea lanţului se face prin intermediul unei roţi cu dinţi. Adîncimea maximă de tăiere atinsă este de 1,50 m. Noul lanţ tăietor poate fi adaptat la combinele existente.

Perfecţionarea stîlpilor hidraulici (Roof support development). In: Colliery Engng. 38, nr. 454, dec. 1961 p. 540—543.

Pentru strate foarte groase s-au construit stîlpi suportînd 30 t. Stîlpii de tipul descris se deosebesc de alţii fiind acţionaţi prin injecţie hidraulică de la o staţiune centrală. Fluidul-emulsie de ulei în apă ajunge la stîlp sub presiune printr-un furtun întins de-a lungul abatajului. Stîlpul este simplu, neavînd un corp de pompă propriu. Ca atare, el este mai robust şi uşor de întreţinut. Componentele principale ale unui stîlp sînt: camera de bază, elementul telescopic (al cărui fund formează piston), capsula, capul detaşabil, talpa detaşabilă şi diferitele garnituri de etanşare. Între bază şi talpă se pot intercala elemente tubulare de prelungire. Capsula cuprinde trei ventile, respectiv pentru: punerea sub sarcină, deformare elastică şi descărcare. Ventilul de deformare conţine o cantitate redusă de azot sub presiune şi controlează, prin acţiunea unei diagrame, circulaţia fluidului hidraulic. Funcţionarea ventilului este comandată de variaţiile de presiune ale stratelor.

Sininghin, V. M.: **Experienţa exploatării prin stîlpi direcţionali folosind galerii conjugate de pregătire** (Opît razrabotki dlinnîmi stolbami po prostiraniu, podgotovlennîmi sparennîmi strekami). In: Ugol nr. 7, 1962, p. 19—22.

La minele „Ţentralnaia-Bokovskaia" — a trustului Bokovoantraţit, din regiunea economică Lugansk — şi „Iujnaia" — a trustului Rutcenkovugol din regiunea economică Donetk, — s-a experimentat, din 1958 pînă în prezent, metoda de exploatare în retragere cu stîlpi direcţionali a stratelor de cărbuni de 0,9—1,0 m grosime. Pregătirile galeriilor conjugate s-au executat prin folosirea fronturilor conjugate (legate între ele).

Într-o tabelă comparativă se dau indicii tehnico-economici realizaţi cu metoda de exploatare cu stîlpi direcţionali, faţă de metoda de exploatare prin avansare.

Din studierea acestei tabele reiese că:

1. Metoda de exploatare experimentală are o serie de avantaje: depozitarea sterilului în mină, securitatea muncii în lucrările de conjugare, posibilitatea de aerisire mai bună, prin depresiunea generală a curentului de aer, şi pierderi minimale.

2. Această metodă se poate folosi la exploatarea stratelor cu înclinare mică și cu grosime de 0,8—1,3 m.

3. O dată cu mărirea vitezei de pregătire prin galerii conjugate crește economicitatea metodei de exploatare cu stîlpi direcționali.

Iakovlev, V. M.: **Presiunea de reazem în cazul subminării stratelor periculoase din punctul de vedere al erupțiilor de cărbune și gaze** (Oparnoie davlenie pri podrabotke plastov, opasnîh po vnezapnîm vîbrosam uglia i gaza). În: Ugol, nr. 7, 1962, p. 47—56.

Se arată experiența minei nr. 1 „Kaptalnaia" a combinatului Vorkutugol în ceea ce privește exploatarea a șase strate apropiate, stratul 2 fiind caracterizat prin erupții de cărbune și gaze. În articol se arată succesiunea exploatării stratelor, care este descendentă.

Se prezintă cîteva scheme de repartizare a presiunilor în legătură cu erupțiile de gaze și cărbune în funcție de decalajul între fronturile de lucru ale abatajelor din stratele de protecție (IV) și cel cu tendințe spre erupție (II).

Dobrovolski, V. V. și Basișvili, T. D.: **Eficiența aplicării hidromecanizării pentru depozitarea sterilului în mină** (Efektivnost primenenia hidromehanizații dlea ostavlenia porodî v șahte). În: Ugol nr. 7, 1962, p. 38—41.

La exploatarea stratelor subțiri, evacuarea sterilului provenit de la lucrările de pregătire prezintă o problemă foarte importantă din punct de vedere tehnic și economic.

De exemplu, în Donbas, se extrag anual peste 55 milioane tone de steril; acest lucru creează dificultăți la transport, reduce productivitatea muncii și mărește prețul de cost.

Institutul UcrNIIG și Institutul de mine „A. A. Skocinski" au propus o tehnologie a lucrărilor de depunere a sterilului prin hidromecanizare. Complexul propus al instalației de rambleiere s-a dovedit capabil de lucru, asigurînd ritmuri înalte de săpare, mecanizarea completă a transportului și așezării sterilului în locurile exploatate.

Rabinovici, M. S.: **Despre eficiența introducerii automatizării la minele regiunii economice Donețk** (Ob efektivnost vredrenia avtomatiki na șahtah Donețkovo sovnarhoza) În: Ugol, nr. 6, 1962, p. 9—13.

În articol se expune stadiul mecanizării și automatizării instalațiilor miniere de la exploatările din Donețk. Se indică instalațiile care se pretează cu succes la automatizare, printre care: troliile pentru transportul fără fine (80,5%), troliile de la haldare (61,5%), transportoarele staționare cu benzi (58,5%), manevrarea vagonetelor de la circuitele de la suprafață ale puțurilor (44,7%).

Sînt prevăzute și alte instalații pentru automatizare, ca: manevrarea vagonetelor la circuitele de la puțuri, luarea și prelucrarea probelor de la preparații, punctele de dispecerizare.

Este interesantă metodologia calculului de eficiență al mecanizării și automatizării, dată de numărul de muncitori deveniți disponibili pe instalație, de investițiile ce revin pe un muncitor devenit disponibil și de termenul de recuperare.

Uskov, A. A., Baron, L. I., Ziuner, O. A.: **Noutăți în elaborarea și introducerea măsurilor pentru desprăfuirea atmosferei miniere.** (Novoe v razrabotke i vredrenie meropriatii po obspîlivaniu rudnicinoi atmosferî). În: Ugol nr. 6, p. 51—56.

Se face un rezumat al rezultatelor concursului pentru:

— Elaborarea mijloacelor noi, mai eficiente, pentru lupta cu praful provenit de la perforare.

— Introducerea măsurilor de desprăfuire deja cunoscute.

Au fost premiate aparatele Po-4, IPAR-59 și alte procedee de reducere a prafului la perforare, precum și dispozitive pentru desprăfuirea hainelor de mină.

În ceea ce privește introducerea măsurilor de desprăfuire cunoscute, se enumeră următoarele aparate și instalații:

— schema unei captări uscate;
— instalații de pompare a apei în strat (ENN, NP-1, PPA-NIUI-3M, UNV-1);
— aspiratoare PU-3, PU-4, PU-5;
— dispozitive PUPK-3 și PUKG-3.

Sabelnikov, G. P., Lisovski, G. D., Stankevici, I. M.: **Încercarea metodei în subetaj cu surpare cu extragerea și evacuarea minereului prin felii înclinate** (Ispîtanie sistemî podetajnovo obrușenia s otboikoi i vîpușkom rudî naklonnîmi sloiami). În: Gornîi jurnal nr. 6, 1962, p. 23—24.

Pentru mărirea eficienței metodei de exploatare cu subetaje, s-au făcut încercări cu o variantă a acestei metode cu creșterea înălțimii subetajului și extragerea prin felii înclinate (de circa 70°).

Experimentarea s-a făcut într-un bloc de minereu de sulfobarită, avînd grosimea de 25—30 m, $f = 12—14$ (după Protodiakonov) și înclinarea de 45—65°.

Rocile înconjurătoare erau formate din șisturi cuarțo-sericite și cloro-sericite.

Prin noua metodă s-a obținut o serie de îmbunătățiri:

— creșterea productivității muncii pe blocul întreg cu 12%;
— reducerea prețului de cost cu 20%;
— reducerea pierderilor prin diluție cu 30%.

Aleksandrov, I. B. și Ohota, I. I.: **Despre perspectivele de folosire a trenurilor-transportoare** (O perspektivah primenenia konveiernih poezdov). În: Gornîi jurnal nr. 6, 1962, p. 47—48.

Autorul analizează situația transportului de la mina Iakovlevsk, cu o producție de 19 milioane tone de minereu brut pe an, și trage concluzia că problema nu poate fi rezolvată în mod favorabil nici cu locomotive electrice KR-25 și vagonete de 10 și 25 t, nici cu transportoare cu benzi, mai ales în cazul bucăților de minereu care pot ajunge pînă la 800 mm.

Soluția folosirii trenurilor-transportoare, aplicată și în alte țări, este cea mai rațională.

Un tren-transportor prezintă o vamă ca ghidaj pentru asigurarea mișcării trenului de secție de la un dispozitiv de acționare la altul. Trenul de secție, în lungime de 100 m, se compune din cărucioare legate între ele articulat, iar prin rolele respective se reazemă pe ghidaj.

Capacitatea de transport a unui tren-secție este de 72 t, avînd greutatea proprie de 38 t.

Trenurile-transportoare sînt de o productivitate mare, transportul este ieftin și ușor manevrabil, putînd fi folosite la exploatările subterane și în cariere.

Karakovski, D. A., Gurici A. A., Aranovici A. A. și Rudnev L. N.: **Folosirea fonolocației în minerit** (Primenenie zvukolakații v gornom dele).

Fonolocația găsește în practică tot mai mare întrebuințare. În activitatea topografiei miniere se pot folosi următoarele variante ale fonolocației: 1) în mediu lichid (apă, soluție de sare); 2) în aer; 3) într-un mediu mixt (apă — roci afînate sau tari); 4) în masivul rocilor afînate reinundate, precum și al rocilor sedimentare tari și al celor eruptive.

Fiecare variantă este legată de diferite cerințe față de alegerea aparaturii, parametrilor ei și me-

todologiei lucrului. Ca aparatură experimentală se citează profilograful UZP-3, care funcţionează cu ultrasunete.

Se analizează două cazuri de aplicare : ridicarea prin fonolocaţie a camerelor de sare, exploatată prin sonde de dizolvare a sării, şi a unor lucrări miniere ca : puţuri, rostogoale etc.

Executarea lucrărilor se face în condiţii speciale.

Hohriakov, V. S. : **Luarea în considerare a diferiţilor termeni de efectuare a cheltuielilor la compararea tehnico-economică a variantelor de exploatare prin cariere** (Ucet raznovremennost zatrat pri tehniko-ekonomiceskom sravnenii variantov otkrîtoi razrabotki). În : Gornîi jurnal nr. 7, 1962, p. 21—26.

Aprecierea economică a variantelor pentru problema studiată, ţinînd seamă de indicii naturali (productivitatea muncii, consumurile de metal şi altele) şi de alţi factori, permite a obţine o imagine corectă despre spezele economiei naturale şi formează totodată o bază pentru soluţia definitivă.

Cheltuielile făcute la date diferite devin comensurabile numai dacă acestea sînt raportate la aceeaşi dată de apreciere.

Autorul, prin calcule şi diagrame, explică importanţa factorului timp, care joacă un rol hotărîtor în alegerea variantei optime.

În concluzii se dau indicaţii pentru rezolvarea raţională a probelor de proiectare a exploatărilor miniere.

Pavlov, O. V. şi Zaslov, V. I. : **Căile de mecanizare a fixării susţinerii ancorate**. (Puti mehanizaţii ustanovki stankovoi krepi). În : Gornîi jurnal nr. 7, 1962, p. 64—66.

Cea mai progresivă metodă, care asigură reducerea consumului lemnului de mină, scăderea cheltuielilor băneşti şi de muncă pentru susţinerea şi întreţinerea lucrărilor miniere, este susţinerea ancorată.

În articol se arată experienţa în acest domeniu în U.R.S.S., S.U.A., Franţa şi Anglia, subliniindu-se că extinderea susţinerii ancorate capătă în U.R.S.S. o amploare tot mai mare.

Eficienţa folosirii acestei susţineri poate fi în mod considerabil îmbunătăţită prin mecanizarea procesului de fixare a acesteia.

Se dă o clasificare a mijloacelor de fixare a buloanelor — dispozitive şi maşini etc. —, recomandîndu-se o seamă de măsuri organizatorice pentru rezolvarea raţională a acestei probleme.

Galeev, A. H. **Uşă automată de aeraj** (Avtomaticeskaia ventilaţionaia dveri). În : Ugol nr. 9, sept. 1962, p. 44—45, 2 fig.

Uşile automate de tip ŞAVD—190 au o schemă complicată şi un cost ridicat. Grupa de automatizare a Direcţiei minelor din Urgalsk a conceput şi a experimentat o uşă automată de aeraj cu o schemă şi o construcţie simplă. Folosind schema principială de automatizare a uşii şi schiţa acesteia, autorul face descrierea funcţionării uşii într-o galerie de transport. Printr-un complex electric, care se compune din reţea electrică, transformatoare, bobine, releuri şi alte dispozitive, combinate cu un electromotor, se asigură deschiderea şi închiderea uşii din două canate în cazul trecerii unui tren de vagonete.

Kuznețov, K. K. şi Rapaport, P. I. **Seria parametrică a vagonetelor** (Parametriceskii riad vagonetok). În : Ugol nr. 9, 1962, p. 33—41, 2 fig.

Institutul Ţentroghiproşaht, împreună cu alte institute de proiectare şi uzine constructoare, a elaborat tipizarea şi seria parametrică a vagoanetelor de mină pentru industria extractivă, determinînd capacităţile optime ale vagonetelor şi domeniul raţional de folosire a acestora.

Pornind de la schema care arată dependenţa parametrilor principali ai vagonetului de condiţiile tehnice miniere şi de instalaţiile legate de acestea, autorii au stabilit o serie de ecuaţii matematice, care le-a permis să ajungă la rezolvarea raţională a problemei puse.

În aceste ecuaţii intră cheltuielile de exploatare (ruble/t/km) şi parametrii valorici componenţi ai acestora, exprimate în relaţii matematice funcţie de capacitatea vagonetei, lungimea transportului şi productivitatea punctului de încărcare.

Pentru rezolvarea acestor ecuaţii, în cadrul tuturor variantelor au fost necesare circa 600 mii de calcule, care s-au executat cu maşina electronică de calculat tip BEIM—2.

După cum reiese din diagramele şi tabelele prezentate, propunerile elaborate au următoarele concluzii :

— vagonetele de 1 şi 1,4 m^3 se vor putea folosi numai pentru completarea inventarului existent de vagonete de la minele de cărbuni şi pentru lucrări ajutătoare :

— vagonetele cu capacitate de 2,8 m^3 sînt destinate pentru completarea parcului existent de vagonete şi pentru lucrări ajutătoare în cazul folosirii pentru transportul principal al vagonetelor cu capacitate de 5,6 m^3 ;

— vagonetele de capacitate de 4 m^3 vor avea o extindere mare pentru mine cu o producţie de peste 900 mii tone pe an la o distanţă de 3—4 km. Pentru minele cu o producţie anuală de 4—5 milioane şi avînd 5—6 puncte de încărcare se vor utiliza vagonete de capacitate de 8 m^3.

Unificarea vagonetelor va permite reducerea tipurilor de vagonete de la 118 la 20, iar eficienţa economică a unificării în 1965 va fi de 11,2% din valoarea producţiei.

Seria parametrică a vagonetelor de mină a fost aprobată de Consiliul tehnico-economic al Comitetului de stat al Consiliului de Miniştri din U.R.S.S. pentru automatizare şi construcţia de maşini.

Skoblo, G. I. şi Slobodcikov, P. L. **Despre regimul actual al lucrărilor de descopertare** (O godovom rejime vskrîşnih rabot). În : Gornîi jurnal nr. 9, sept. 1962, p. 14—16, 3 fig.

Este cunoscut faptul că în perioada de iarnă, mai ales în condiţii climaterice grele, cu temperaturi foarte joase, executarea lucrărilor de descopertare se complică foarte mult, iar productivitatea utilajului minier de transport se reduce de 1,4 — 1,6 ori.

Se ajunge la următoarele concluzii :

— organizarea lucrărilor de descoperire cu oprire pe 2—3 luni în perioada de iarnă, compensînd pierderea de producţie prin mărirea utilajului cu excavator cu o cupă, nu este justificată nici din punctul de vedere al investiţiilor, nici din punctul de vedere al productivităţii muncii ;

— trecerea lucrărilor de descopertare la regimul de oprire pe timp de 2—3 luni în perioada de iarnă este avantajoasă din punct de vedere economic numai în cazul cînd muncitorii eliberaţi pot fi folosiţi în alte întreprinderi.

Krîjov, L. V., Grossman, I. D., Kazacov, E. M. şi Lobanov, L. V. **Să se ridice eficienţa economică a antezdrobirii subterane la minereurile de fier** (Povîsiti ekonomiceskuiu effektivnosti podzemnovo droblenia jeleznih rud). În : Gornîi jurnal nr. 9, sept. 1962, p. 17—19.

Se analizează problema eficienţei antezdrobirii subterane în legătură cu introducerea metodelor de exploatare de mare productivitate. Din expunerea făcută reiese că concasoarele cu fălci sînt mai avantajoase din punct de vedere economic decît cele conice, pe de o parte, iar pe de altă parte se recomandă ca concasoarele de antezdrobire să fie folosite pentru mai multe orizonturi de exploatare.

Se expun unele consideraţii relativ la metodologia de calcul al preţului de cost al antezdrobirii mecanice în comparaţie cu zdrobirea secundară cu explozivi, ţinînd seamă şi de procesul de sfărîmare şi de la suprafaţă.

Într-o tabelă de sinteză se dau cheltuielile specifice : investiţia specifică, preţul de cost şi altele.

Trebukov, A. L. **Amortizor hidraulic pentru conducta din ţevi** (Ghidravliceski amortizator dlea truboprovodov). În : Gornii jurnal, nr. 9, 1962, p. 51—52.

Este cunoscut faptul că în timpul transportului tulburelii sau al apei prin conducte se produc adesea lovituri hidraulice cu urmări grave — cu ruperi de conducte şi chiar cu accidente.

Pentru micşorarea acţiunii loviturii hidraulice s-a preconizat o serie de dispozitive, însă folosirea lor este limitată din cauza unor lipsuri de ordin constructiv.

Pentru crearea unor condiţii sigure de transport al tulburelii printr-o conductă verticală la adîncimi mari, se propune un amortizor hidraulic, prezentat în schiţa respectivă.

În esenţă, amortizorul se compune din două camere şi un piston cu două trepte.

Schema construcţiei acestui dispozitiv asigură preluarea loviturii hidraulice în aşa fel, încît să se evite deranjamentele şi accidentele posibile.

Dispozitivul a fost încercat la mina Gubkin de la combinatul KMA ruda (h = 270 m, Ø = 100 mm), obţinîndu-se rezultate satisfăcătoare.

Sindarovski, N. S. şi Spitalnikov, A. G. **Să se reducă consumul de muncă la lucrările auxiliare din industria minieră** (Sokratiti zatrati truda na vspomogatelnîe rabotî v gornorudnoi promîşlennost). În: Gornii jurnal nr. 10, 1962, p. 3—8.

Se analizează consumul de muncă pe 1 000 t de la mai multe mine (17), constatînd că în medie se folosesc 31,2% muncitori de bază, 68,8% muncitori auxiliari, din care 37,3% în subteran şi 31,5% la suprafaţă.

Această situaţie se explică prin mai mulţi factori, printre care :

— regimul de lucru în trei schimburi ;

— descentralizarea lucrărilor miniere.

Nerespectarea planificării reparaţiilor utilajului, precum şi întîrzierea cu înlocuirea utilajului învechit duc la menţinerea numărului ridicat de muncitori auxiliari.

Mecanizarea şi automatizarea extinsă duc la creşterea ponderii de muncitori de bază şi reducerea muncitorilor auxiliari.

Sînt necesare mecanizarea şi automatizarea complexă, care trebuie aplicate în primul rînd la procesele ajutătoare.

Voronin, V. S. **Alegerea felurilor raţionale de susţinere** (Vîbor raţionalnîh vidov krepi). În : Şahtnoe stroitelstvo nr. 10, 1962, p. 3—5.

Se arată că, pentru rezolvarea optimă a problemei de susţinere a galeriilor la minele metalifere, este nevoie de o analiză amplă a condiţiilor geologice şi miniere şi de cunoaşterea rezultatelor experienţelor făcute cu diferite feluri de susţineri.

Din tabelele prezentate reiese că, în general, se folosesc susţineri din prefabricate din beton armat, torcretate, stropirea specială sub presiune mare şi susţinere prin ancorare.

Susţinerea prin ancorare din beton armat apare ca cea mai economică.

Practica a arătat că folosirea susţinerii cu elemente fabricate din beton armat este recomandată pentru lucrările capitale şi de pregătire numai în cazurile cînd afluenţa apei împiedică aplicarea procedeelor de stropire sub presiune mare sau cu ancore.

Se recomandă susţinerea cu elemente prefabricate din beton armat pentru lucrări orizontale de durată îndelungată şi în roci tectonizate şi cu afluenţă de apă.

Blohin, V. V. **Tendinţe noi în experimentarea soluţiilor pentru complexele social-administrative de la minele de cărbuni** (Novîe napravlenia v eksperimentalnîh reşeniah administrativno-bîtovîh kombinatih ugolnîh şaht). În : Şahtnoe stroitelstvo nr. 10, 1962, p. 12—18.

Articolul prezintă o privire critică asupra noilor tendinţe în proiectele complexelor social-administrative întocmite de cele mai importante institute de proiectări miniere.

Totodată se dau şi indicii tehnico-economici principali.

Proiectele sînt studiate din punctul de vedere al îmbunătăţirii condiţiilor de muncă ale minerilor, pe de o parte, iar pe de altă parte din punctul de vedere al schemelor constructive privind amplasarea optimă a încăperilor necesare, executarea lor optimă şi stilul clădirilor.

Burţev, E. E. **Aparate pentru minele de cărbuni** (Priborî dlea ugolnîh şaht). În : Ugol Ukrainî, nr. 10, 1962, p. 36—38.

Se prezintă o serie de aparate moderne care contribuie la crearea condiţiilor de securitate a muncii.

Se dau descrierile următoarelor aparate :

— măsurătorul radioactiv al stratului de praf de tipul ROTOP—3A ;

— indicatorul fotoelectric F—1—2 al prafului din aerul minei, elaborat de MakNII ;

— explozor cu condensator KVP—1/100 M ;

— ohmmetru pentru reţele de puşcare ;

— dispozitiv P3M—2 pentru stingerea automată a flăcărilor de la exploziile de metan sau praf de cărbune.

Dorghinkevici, I. B. **Construcţii noi ale moazelor şi ghidajelor pentru amenajarea puţurilor verticale** (Novîe konstrucţii rasstrelov i provotnikov dlea armirovki vertikalnîh stvolov). În : Ugol Ukrainî nr. 10, 1962, p. 18—20.

Se examinează greutăţile care se ivesc la amenajarea puţurilor adînci (800—1 500 m) pentru producţii mari, folosindu-se cîteodată vase de transport pînă la 90—100 t greutate totală (vasul plus încărcătura).

Desigur că în cazul acesta se pune problema şi a vitezelor mari — pînă la 16—18 m/s —, care pretind o amenajare mai solidă a moazelor şi a ghidajelor. S-a ajuns la concluzia că moazele trebuie să fie făcute din ţeavă din oţel special de secţiune dreptunghiulară, iar ghidajele să se facă tot din oţel special de profil V.

Prin noile construcţii se măreşte aproape de cinci ori rezistenţa moazelor, iar coeficientul de frecare al curentului de aer se micşorează cu 25—30%.

Se reduce consumul de metal cu 15% şi se măreşte durata de serviciu a moazelor.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR DOKUMENTÁCIÓS OSZTÁLY

Inginer BĂDICEANU GHEORGHE
(1899 — 1963)

În ziua de 2 martie 1963 a încetat din viață Gheorghe Bădiceanu, unul din inginerii minieri de frunte, care a activat în industria extractivă a minereurilor neferoase din țara noastră o perioadă de peste 36 ani.

Diplomat al Școlii Politehnice din București, din anul 1927, făcînd parte din primele serii de ingineri minieri absolvenți în țara noastră, inginerul Gheorghe Bădiceanu își începe activitatea profesională la exploatările din bazinul Baia-Mare, unde îndeplinește pe rînd funcții de șef de exploatare și Director al minelor Statului, pînă în anul 1940.

Încă de la începutul activității sale, inginerul Bădiceanu se remarcă prin buna pregătire profesională, printr-o mare putere de muncă și ca un foarte bun organizator.

Sub conducerea lui se construiesc la Baia-Mare în anii 1934 — 1935 primele instalații de flotație și cianurație din Romînia.

După instaurarea regimului de democrație populară în țara noastră, inginerul Bădiceanu Gh. se aliază în primele rînduri ale inginerilor și tehnicienilor minieri care luptă pentru lichidarea urmărilor războiului, precum și în continuare, după naționalizare, pentru continua dezvoltare a industriei extractive a minereurilor neferoase.

Atașamentul față de regimul de democrație populară, îndelungata sa experiență și buna sa pregătire îi permit inginerului Bădiceanu Gh. să ducă la bun sfîrșit o serie de sarcini de mare răspundere care i se încredințează prin funcțiile de director tehnic al Centralei auro-argentifere, director și consilier ministerial în cadrul Ministerului Minelor și Petrolului, în perioada 1948—1953.

După anul 1953 activează din nou în sectorul minereurilor neferoase, unde îndeplinește pe rînd funcțiile de director tehnic, directorul direcției Aur în Departamentul Minelor Neferoase, iar în restul timpului — director al Direcției de Investiții din cadrul Direcției Generale Minereuri din Ministerul Minelor și Energiei Electrice.

Pentru meritele sale deosebite în dezvoltarea sectorului industriei extractive de minereuri neferoase din R.P.R., inginerul Bădiceanu a fost distins cu medalii și ordine ale R. P. R., printre care și ordinul Muncii cl. I-a, a II-a și a III-a.

Inginerul Bădiceanu a depus o activitate susținută și pe linia Asociației Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R., făcînd parte din comitetul secției Mine de pe lîngă Consiliul Central A.S.I.T.

Puterea de muncă, dragostea pentru profesiunea de inginer minier, pe care și-a exercitat-o cu pasiune, îmbinată cu multă competență și cu un înalt spirit de răspundere și disciplină, au făcut din inginerul Bădiceanu Gh. un soldat credincios în slujba propășirii sectorului extractiv din țara noastră și un exemplu demn de urmat.

Îndurerați de dispariția prematură a valorosului nostru coleg Gheorghe Bădiceanu, îi vom păstra o neștearsă amintire.

Redacția și un grup de colegi

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIV | Nr. 3 | MARTIE 1963

СОДЕРЖАНИЕ

Штефэнеску, И.: *Свойства брикетируемости каменного угля без связывающего вещества* юпределяются свойства брикетируемости каменного угля в холодном состоянии, показателем аналогичным показателю спекаемости Рога, параллельно изучаются колебание свойств брикетируемости и спекаемости каменных углей, в зависимости от степени обугливания. Отсюда вытекает что для каменных углей существует зависимость между степенью обугливания и свойствами брикетируемости без связующего вещества, аналогично зависимости между степенью обугливания и свойством спекаемости.

Гуран, М.: *Контроль и автоматическое регулирование установок обогащения и их экономическая эффективность.* Отмечается значение внедрения автоматизации установок обогащения. Приводятся основные теоретические сведения, даются определения и классификация различных элементов и систем автоматизации.

Леонте, М.: *Технология разработки рудного тела месторождения Гелар.* Описывается технология разработки рудного тела линзообразной формы в зависимости от горно-геологических условий, характеризуя при этом:

— комбинированную систему разработки поперечными камерами и магазинированием, с оставлением целиков между ними, с последующей выемкой их подэтажными штреками;

— систему разработки подэтажными штреками по простиранию;

— систему разработки с магазинировнием простиранию.

Производится анализ технико-экономических показаталей соответствующих уровню выполненных работ и даются рекомендации для работ этого рода.

Молнар Амэрэску, Р.: *Дополнительные сведения относительно использования радиоактивных индикаторов в вопросах горной гидрогеологии.* Рассматриваются вопросы использования радиоактивныхи ндикаторов при различных гидрогеологических исследований в других странах (СССР, ВНР, ГДР, Франция и др.), в порядке их развития: химические вещества, красящие вещества, радиоактивные изотопы.

Отмечается значение использования радиоактивных индикаторов в разрешении гидрогеологических вопросов, связанных с различными месторождениями РНР. Описывается также опыт разведочных работ на калийном месторождении Тазлэу.

Трифулеску, М.: *Азбестовые месторождения Баната* (II).

ЗАМЕТКИ

Гурэу А.: *Новая геологическая буссоль — Meopta*

Хепфнер, В.: *Найбольшие длины резиновых ленточных конвейеров с хлопчатобумажными прокладками*

ХРОНИКА

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

CONTENTS

Ştefănescu, I.: *The briquetting capacity, without binding material, of mineral coals.*

Defining the briquetting capacity, without binding material, of mineral coals, at normal temperature, by a number analogous to Roga's index of agglutination, the author studies simultaneously the variation of briquetting and agglutination properties, both depending on the carbonization degree. In the case of mineral coal, a dependence results between the carbonization degree and the briquetting capacity without binding material, similar to the dependence between the carbonization degree and the capacity of agglutination.

Guran, M.: *Automatic control and adjustment of mechanical dressing plant and their efficiency.*

The first part of the article presents the importance of the introduction of automatization to the dressing plants and the main notions, the theory, the definition and the classification of the varied elements and systems of automatization.

Leonte, M.: *The working technology of an ore deposit at the Ghelar Mine.*

The author describes how, in dependence on the technical and geological conditions, a working technology, including several systems, has been applied, to a lenticular ore deposit, such as: the combined working system (store-chambers, transversely disposed, separated by pillars, worked by intermediate drifts). the working system using directionally disposed intermediate drifts; the working system with directional storage. The technical and economic indexes are analysed at the respective level and recommendations are made for similar mining works.

Molnar Amărăscu, R.: *Contributions concerning the use of traces in mining hydrogeology problems.*

In the first part of the article the results of using traces in various hydrogeological researches are exposed for several other lands (S.U., H.P.R., G.D.R., France etc.), in order of their development: chemical substances, colouring matters, radiocative isotopes. In the second part of the article, the importance of using tracers in the solution of the mining-hydrogeological problems, of our various ore deposits, is shown. Further, the experiment carried out in 1962, among the exploration works of the potassium salt deposit of Tazlău, is described.

Trifulescu, M.: *Asbestos deposits of Banat* (II).

NOTES

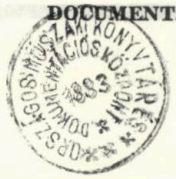
Hoepfner, V.: *The maximum mounting lenght of endless rubber bands with cotton insertions.*

Gurău, A.: *A new, special, geological compass — „Meopta".*

REVIEWS

INNOVATIONS

DOCUMENTATION



Recomandări pentru autori

1. Lucrările ce pot fi prezentate spre publicare sînt: de importanţă generală, tehnico-ştiinţifice speciale, teoretice sau experimentale şi tehnice obişnuite.

2. Lucrările vor fi axate pe aducerea la îndeplinire a sarcinilor trasate de Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. şi de Plenara C.C. al P.M.R. — îndeosebi introducerea tennicii noi, ridicarea calităţii produselor, reducerea preţului de cost, creşterea productivităţii muncii etc. Legătura cu practica muncii de cercetare, proiectare, învăţămînt, producţie este condiţia esenţială pe care trebuie să o îndeplinească tema tratată. Lucrările de sinteză sau de discuţie să se refere la probleme noi şi actuale, de interes general. Articolele interesînd industria vor cuprinde consideraţii privind eficienţa economică a soluţiilor. Se recomandă ca articolele să posede propuneri de viitor.

3. Verificarea experimentală se impune ca necesitate de prim ordin la lucrările care se pretează la asemenea verificări.

4. Lucrările care au mai fost publicate integral sau parţial nu pot fi trimise redacţiei spre publicare.

5. Un scurt rezumat fixînd premisele de la care s-a pornit, problema studiată şi cadrul în care este tratată, nedepăşind 4—5 rînduri, se va anexa lucrării.

6. În introducere se încadrează problema în preocupările generale ale disciplinei şi în preocupările producţiei; de asemenea, se arată scopul lucrării, subliniindu-se contribuţia autorului. Tratarea va trebui să fie unitară, permiţînd înţelegerea fără dificultăţi a problemelor. Se vor evita introduceri sau demonstraţii voluminoase; de asemenea, se va evita repetarea în text a ceea ce poate fi găsit în literatura publicată, sau poate fi redat intuitiv prin materialul grafic-ilustrativ, tabele etc.

7. Concluziile vor concentra rezultate obţinute cu indicarea limitei de valabilitate şi aplicaţiile posibile.

8. Citarea literaturii de specialitate este obligatorie pentru afirmaţiile luate din alte lucrări şi care nu sînt în general cunoscute.

9. Dezvoltările matematice vor fi limitate la cele absolut necesare înţelegerii raţionamentului.

10. Se recomandă o atenţie deosebită scrierii formulelor conform STAS. Indicii şi exponenţii se vor scrie mai mici decît baza şi aşezaţi mai jos sau mai sus decît baza. Se vor scrie, de asemenea, cu grijă literele majuscule, minuscule sau cele ruseşti, romane, greceşti, gotice etc.

11. Lista bibliografică se va întocmi cuprinzînd lucrările la care se referă textul (cît şi figuri sau tabele), atît cele speciale cît şi cele generale. Se vor indica toate datele în transcripţii originale. Pentru cărţi: numele complet, pronumele prescurtat, titlul complet (eventual şi tradus în paranteză), ediţia, editorul, locul editării, anul. Pentru articole: numele complet, pronumele prescurtat, titlul complet, original (eventual şi tradus în paranteză), revista, volumul, anul, numărul, paginile.

12. Scrisul la maşină al articolelor este recomandat cu insistenţă, exceptîndu-se lucrările scrise caligrafic.

Se scrie pe o singură pagină faţă, la două rînduri (2 000 semne de pagină). Se recomandă 10—12 pagini dactilografiate.

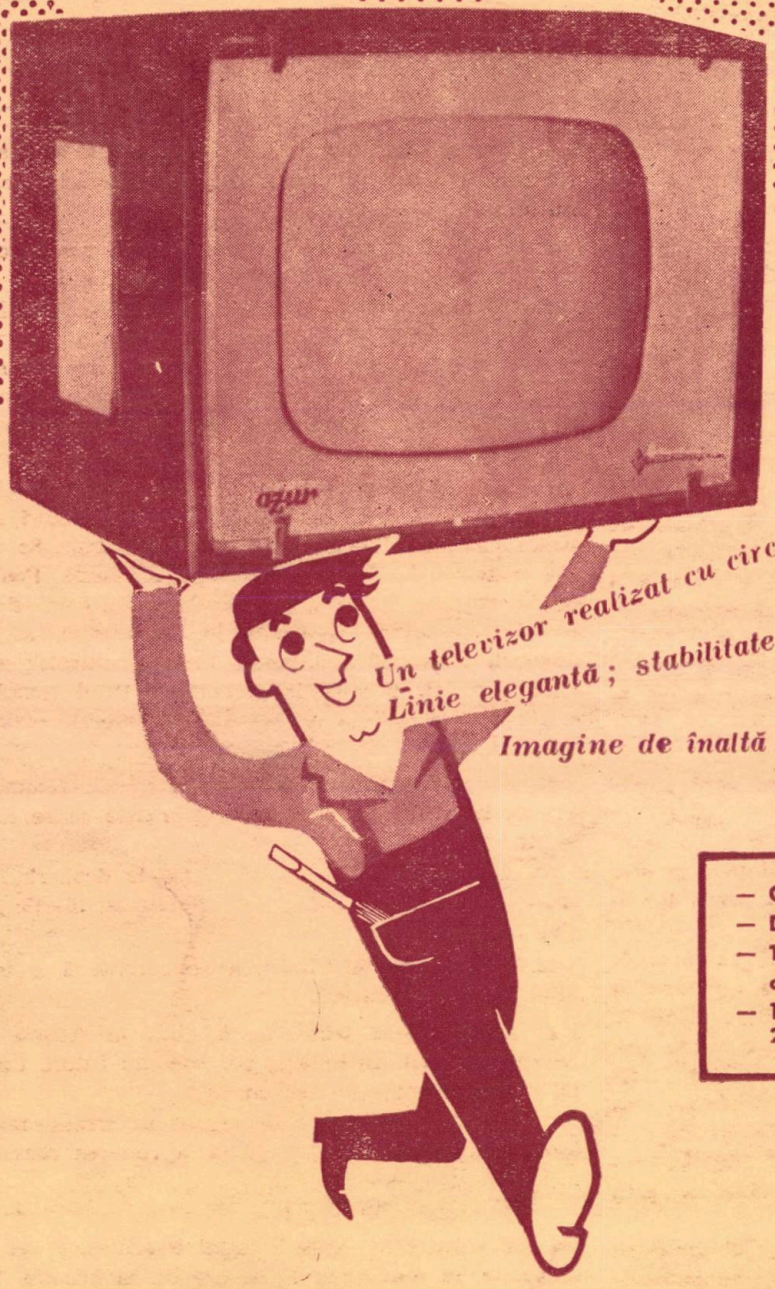
13. Nu se admite trimiterea concomitentă a textului la alte publicaţii.

14. Articolele se trimit cu o notă însoţitoare pe adresa redacţiei. În notă se vor indica: titluri, funcţii, adresa, număr de telefon.

15. Lucrările executate în cadrul diverselor instituţii sau organizaţii vor purta aprobarea acestora pentru publicare.

16. Corecturile se vor face după normele tipografice în vigoare. Corecturile trimise autorilor vor fi înapoiate în maximum 48 de ore de la primire. Nu se admit modificări în corectură faţă de manuscris.

„AZUR"



Un televizor realizat cu circuite imprimate.

Linie elegantă; stabilitate remarcabilă în funcționare.

Imagine de înaltă calitate.

- Comutator de canale cu 12 poziții
- Diagonala ecranului de 43 cm.
- 16 tuburi electronice + 2 diode cu germaniu + 2 diode cu seleniu
- Tensiunile de alimentare: 120 V și 220 V.

PRODUS DE UZINELE

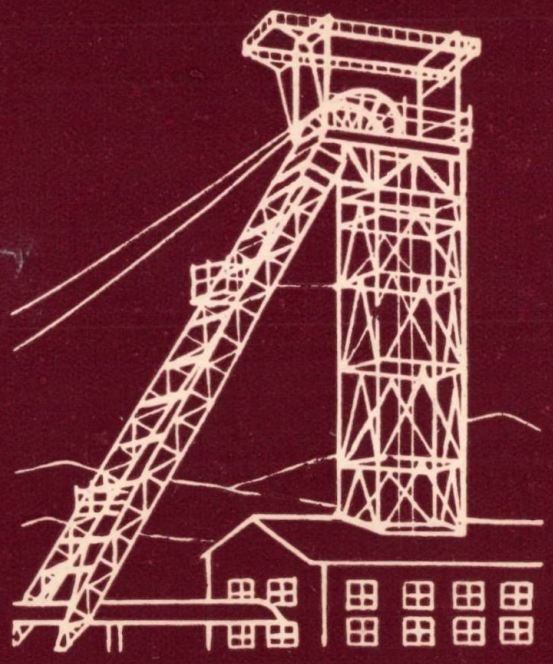
Electronica

Întreprinderea Poligrafică nr. 2, str. Brezoianu 23—25, București, c. 12

Lei 5

E 1433

REVISTA MINELOR



VOLUMUL XIV NUMĂRUL 4 PAGINA 145 — 184

4

BUCUREŞTI APRILIE 1963

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

Anul XIV **Nr. 4** **Aprilie 1963**

REDACŢIA: BUC., Str. SF. ION NOU 33, Tel.: 21.26.03

CUPRINS

Pagina

LEŢU, M., POBORAN, V., HIREAN, C. şi FAUR, E.: Studiul susţinerii, alegerea secţiunilor optime şi a formei profilelor în preabatajele din stratul III şi în galeriile de cap ale stratelor subţiri în minele din Valea Jiului . . . . . 145—158

GURAN, M.: Controlul şi reglarea automată în instalaţiile de preparare (II) . . . . . 159—171

DOGARU, M.: Problemele preparării sării geme din soluţii concentrate (saramuri) . . . . . 172—181

DOCUMENTARE . . . . . 182—184

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCIU GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

Studiul susţinerii, alegerea secţiunilor optime şi a formei profilelor în preabatajele din stratul III şi în galeriile de cap ale stratelor subţiri în minele din Valea Jiului (I) *

Ing. N. Leţu, ing. V. Poboran, ing. C. Hirean şi ing. E. Faur

Susţinerea în bune condiţii a lucrărilor miniere de pregătire constituie o problemă importantă în procesul de exploatare a zăcămintelor de cărbune, întrucît starea acestor lucrări influenţează desfăşurarea lucrului pe întreaga mină.

La lucrările de întreţinere a galeriilor de pregătire se cheltuiesc anual fonduri importante, dat fiind consumul mare de forţe de muncă şi de materiale pentru aceste lucrări. Reducerea cheltuielilor cu lucrările de pregătire numai cu 1% poate fi apreciată ca o contribuţie importantă a colectivelor din cadrul întreprinderilor miniere în lupta lor pentru reducerea preţului de cost a producţiei.

Principala cauză care poate reduce sensibil durata de serviciu a susţinerii faţă de durata de serviciu a galeriei este presiunea rocilor.

În galeriile de pregătire, modul de manifestare şi valoarea presiunii rocilor depind de mulţi factori, dintre care cei mai importanţi sînt: proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor şi cărbunilor, modul de dirijare a coperişului în abataje, prezenţa lucrărilor vechi, dimensiunile şi forma profilului galeriei, viteza de avansare a frontului de abataj, adîncimea la care sînt săpate galeriile, starea naturală de dislocare a rocilor, tipul şi construcţia susţinerii etc.

Forma profilului galeriei — problemă care face obiectul prezentului studiu — are deosebită importanţă asupra intensităţii de manifestare a presiunii rocilor, modificarea profilului galeriei conducînd la modificări în starea de tensiune a rocilor. În funcţie de forma profilului galeriei, în rocile înconjurătoare apar zone de compresiune şi întindere, din care cauză rocile se fisurează sau se dislocă, deplasîndu-se spre conturul lucrării şi prin aceasta dezvoltînd presiuni pe susţinere.

Stabilirea interdependenţei care există între forma profilului galeriei şi variaţia intensităţii presiunii rocilor este o problemă dificilă, care necesită efectuarea de cercetări atît în laborator cît şi în subteran.

În laborator, colectivul a studiat problema prin cele mai moderne metode — fotoelasticimetria —, iar în subteran a urmărit să determine intensitatea şi direcţia de manifestare a presiunii rocilor, variaţia presiunii rocilor în funcţie de profilele existente ale galeriilor de pregătire, modul de comportare a diferitelor tipuri de susţinere folosite în minele din Valea Jiului, influenţa calităţii oţelului asupra duratei de serviciu a susţinerii metalice.

Caracterul manifestării presiunii rocilor în galeriile de pregătire situate în zona de influenţă a abatajelor

În problema studierii profilelor galeriilor de pregătire, cunoaşterea modului de manifestare a presiunii rocilor are o mare importanţă.

În stare naturală, rocile se găsesc, la anumite adîncimi, în condiţii de presiuni multilaterale.

Tensiunea maximă în masivul monolit de rocă, neatacat de lucrări miniere, coincide cu direcţia forţei gravitaţionale. La o greutate volumetrică medie a rocii de 2,5, valoarea acestei tensiuni este în primă aproximaţie:

$$\sigma_x = 0{,}0025\ H\ \text{t/m}^3 = 0{,}25\ H\ \text{kg/cm}^2, \quad (1)$$

unde

H este adîncimea lucrării miniere, iar

σ_x — tensiunea verticală.

Tensiunile orizontale depind de proprietăţile rocilor.

Pentru rocile care se supun legilor hidrostatice:

$$\text{unde} \qquad \sigma_x = \sigma_y = \sigma_z = \gamma H, \quad (2)$$

σ_y şi σ_z reprezintă tensiunile orizontale;

H — adîncimea la care se găseşte lucrarea;

γ — greutatea volumetrică a rocilor.

* Se supune discuţiei.

Pentru rocile care manifestă proprietăţi elastice:

$$\sigma_z = \sigma_y = \frac{\mu}{1-\mu}\sigma_x, \qquad (3)$$

unde μ este coeficientul lui Poisson.

Pentru rocile afînate sau rocile care manifestă proprietăţi plastice:

$$\sigma_z = \sigma_y = \sigma_x \cdot \operatorname{tg}^2\left(\frac{90-\varphi}{2}\right) = \sigma_x \frac{1-\sin\varphi}{1+\sin\varphi} \qquad (4)$$

unde φ este unghiul de frecare internă.

Cercetătorii consideră că de la anumite adîncimi repartizarea tensiunilor urmează legile hidrostatice.

În consecinţă, cu creşterea adîncimii, raportul

$$\frac{\sigma_y}{\sigma_x} = \frac{\mu}{1-\mu}$$

creşte de la $\frac{0{,}1}{1-0{,}1} \approx 0{,}11$ pînă la $\frac{0{,}5}{1-0{,}5} = 1$,

unde $\mu = 0{,}5$ reprezintă valoarea coeficientului lui Poisson pentru roci în stare plastică.

În funcţie de coeficientul lui Poisson, a cărui valoare se modifică cu creşterea adîncimii, tensiunile laterale vor avea diferite valori, care pot fi urmărite în tabela 1.

Valorile tensiunilor orizontale şi verticale în funcţie de adîncimea şi proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor sînt indicate în tabela 2.

Presiunea provocată de greutatea rocilor acoperitoare, pe de o parte, şi rezistenţa rocilor, pe de altă parte, se găsesc în condiţie de echilibru. Săparea unei lucrări miniere în masivul de roci distruge acest echilibru.

Aceasta se constată în primul rînd, prin deformarea rocilor din jurul lucrării şi tendinţa acestora de a se prăbuşi în interiorul excavaţiei. Intensitatea modificării stării de tensiune depinde de dimensiunile lucrării miniere, de forma profilului lucrării miniere, de proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor şi de adîncimea la care se găseşte situată lucrarea.

După apariţia tensiunilor iniţiale, comportarea rocilor din jurul lucrării miniere depinde în mare măsură de tăria lor.

Dacă rocile înconjurătoare au rezistenţă suficientă pentru a se opune tensiunilor ($k\gamma H < R_c$, unde R_c este rezistenţa la rupere a rocilor), atunci noua repartizare a tensiunilor nu este însoţită de deformarea rocilor şi, în consecinţă, nu este necesară montarea unei susţineri de construcţie specială.

k reprezintă coeficientul de concentrare a tensiunilor.).

Dacă rezistenţa rocilor este mai mică decît tensiunea maximă ($k\gamma H > R_c$), repartizarea tensiunilor va fi însoţită de surparea rocilor şi, în consecinţă, va fi nevoie de montarea unei susţineri elastice de construcţie specială. Aanaliza eşantioanelor de rocă culese din minele situate în bazinul Văii Jiului a dovedit că majoritatea lor nu au rezistenţe mecanice mari. Aşa, de exemplu, după datele inginerului Fodor Iosif, complexul de roci cuprins între straturile 5 şi 13 din blocul 1 la E.M. Petrila este format din roci slabe: peste 80% din aceste roci au rezistenţa mecanică sub 300 kg/cm². În blocul II, 75% din rocile aflate în culcuşul stratului 3 au rezistenţe mecanice cuprinse între 200 şi 300 kg/cm², iar circa 25% au rezistenţe cuprinse între 400 şi 600 kg/cm².

Datele obţinute arată că în condiţiile geologice existente în Valea Jiului situaţia ex-

Tabela 1

Indici	Şisturi argiloase la adîncimea H			Şisturi saturate cu apă
	120 m	600 m	1 200 m	
Coeficientul lui Poisson	0,1	0,15	0,3	—
$\frac{\mu}{1-\mu}$	0,11	0,25	0,43	0,75–0,8
Tensiunile orizontale, kg/cm²	0,027	0,062	0,110	0,188

Tabela 2

Indici kg/cm²	Adîncimea, m					
	100	300	500	700	900	1 100
$\sigma_x = \gamma H$	25	75	125	175	225	275
$\sigma_y = \frac{\mu}{1-\mu}\sigma_x$	2,7	8,1	31,0	43,4	88	121
$\sigma_y = \frac{1-\sin\varphi}{1-\sin\varphi}\sigma_x$	4,2	12,6	41,6	58,1	117	143
Pentru roci acvifere $\sigma_y = 0{,}75\ \sigma_x$	18,8	56,4	94	131,6	169,2	206,8

primată prin $k\gamma H < R_c$ va putea fi observată pînă la adîncimea de 200—300 m.

Pentru evitarea surpării galeriilor, fenomen care intrevine atunci cînd $k\gamma H > R_c$, este necesară o susţinere cu capacitate portantă superioară celei din lemn.

Potrivit legii a treia a teoriei rezistenţei:

$$\frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \leqslant \frac{R_c}{2}, \qquad (5)$$

sarcina la care trebuie să fie calculată susținerea se determină din relația:

$$\sigma_3 = P \geqslant \sigma_1 - R_c = k\gamma H - R_c,$$

unde:

σ_1 reprezintă tensiunea normală maximă, $\sigma_1 = \gamma H$;

σ_3 — tensiunea normală minimă, $\sigma_3 = P$;

R_c — limita de rezistență a rocii la compresiune.

Din relația (5) se poate deduce că atunci cînd rezistența rocii este mai mică decît γH, pentru a nu se produce surparea galeriei va fi necesar un tip de susținere calculat la o sarcină egală cu diferența dintre γH și limita de rezistență a rocii R_c.

Pentru minele din Valea Jiului presiunea rocilor în galeriile de pregătire se manifestă cu diferite intensități. În multe lucrări miniere, presiunea rocilor este redusă, astfel încît dimensiunile și forma profilului se mențin aproape intacte pe întreaga perioadă de serviciu, iar susținerea, chiar dacă este din lemn, nu se deformează. Asemenea cazuri se întîlnesc uneori în galeriile situate în afara zonelor de influență a abatajelor.

Presiunea rocilor se manifestă însă cu deosebită intensitate în galeriile de pregătire, situate în zona de influență a abatajelor.

În cele ce urmează se va descrie în mod succint modul de manifestare a presiunilor în minele din Valea Jiului, precum și comportarea diferitelor profile de galerii folosite în prezent față de presiunile la care sînt solicitate.

Mina Lupeni

Au fost efectuate observații și măsurători la sectorul III, și anume în preabatajele 3-est, 2-est, 1-est, 3-vest, 2-est spre 2-vest și 2-vest spre 3-vest, din stratul III.

În galeriile menționate este folosită susținerea metalică de tipul TH (Toussaint — Heinzmann), distanța dintre cadre fiind de 0,5—0,8 m.

Profilul galeriei este oval, avînd secțiunea în lumină de 7,2 m².

Galeriile de preabataj sînt săpate pe strat la contactul dintre coperișul stratului și poditura — tavanul fals — a zonei exploatate pe lungime de 60 m și cu durată de serviciu de aproximativ 3—4 luni.

Coperișul stratului III este constituit din argilă cenușie cu fragmente de substanță cărbunoasă avînd grosimea de 7,5 m, după care urmează gresii cu grosimea de 11,9 m.

Săparea galeriilor de preabataj modifică starea inițială a rocilor din coperiș provocînd mișcarea lor.

Sub influența mișcării rocilor, susținerea preia presiunile declanșate și își modifică dimensiunile inițiale cu 140—600 mm pe verticală, în caz că este metalică, de construcție elastică, și se distruge complet dacă este din lemn.

Mișcarea rocilor din coperișul stratului III devine mult mai intensă atunci cînd frontul de abataj se apropie.

Datorită lucrărilor de abataj, a căror deschidere este mult mai mare în comparație cu a galeriilor, argilele din coperișul stratului continuă procesul de dislocare, iar sub influența rocilor acoperitoare ele manifestă tendința de a se încovoia de la nivelul vetrei abatajului, considerat punct de încastrare (fig. 1).

Sub influența greutății rocilor acoperitoare, rezistența la încovoiere a argilei este depășită și ea se prăbușește în zona exploatată, formînd tavanul fals al frontului de abataj.

Un fenomen asemănător intervine și în cazul stratului de gresie care urmează celui de argilă.

Surparea stratului de argilă dezvelește stratul de gresie pe suprafețe mari, care cresc o dată cu avansarea frontului de abataj, atît pe direcție cît și pe verticală.

Neavînd un reazem suficient de rigid și aflîndu-se în mod continuu sub influența presiunii rocilor acoperitoare, gresiile se fisurează la început și în cele din urmă se prăbușesc haotic în blocuri de diferite dimensiuni (fig. 1).

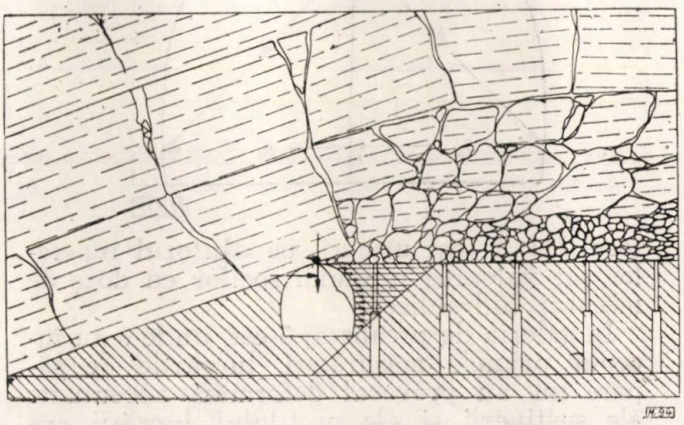


Fig. 1. Manifestarea principalelor forțe care solicită susținerea în preabatajele stratelor groase.

Astfel, rocile dislocate concomitent cu avansarea liniei frontului de abataj, împreună cu materialul din zona surpată, presează puternic, dînd naștere unor presiuni verticale, care sînt preluate și de masivul de cărbune. Cărbunele, prezentînd proprietăți pseudoplastice, rezistă, și, sub influența presiunilor verticale și a reacțiilor presiunilor laterale, susținerea este supusă unor solicitări con-

statate fie prin ruperea bandajelor şi a cadrelor din lemn, fie prin deformarea acestora în cazul cînd sînt metalice.

Valoarea presiunilor laterale în galeriile de preabataj din sectorul III-Lupeni este mult mai mare în partea superioară a galeriei decît în spre vatră, avînd ca rezultat solicitarea mult mai intensă a susţinerii în elementul din grindă (fig. 1).

Procesul de mişcare şi de manifestare a presiunii în galeriile de preabataj din sectorul III a fost urmărit cu ajutorul reperelor, iar valoarea presiunii rocilor cu doze de măsurat hidraulice.

În galeria de preabataj 3-est, unde s-au început primele măsurători, lucrările de săpare nu au provocat deformări accentuate ale susţinerii şi ale profilului lucrării miniere.

În perioada de săpare, cînd s-au manifestat aşa-numitele presiuni primare ale rocilor, susţinerea a cedat în primele patru zile cu 30 mm, iar pe întreaga lor perioadă de serviciu — cu 180 mm (tabela 3).

Nici avansarea frontului de abataj nu a modificat vizibil starea susţinerii şi aspectul iniţial al galeriei, ceea ce se poate constata din figura 2.

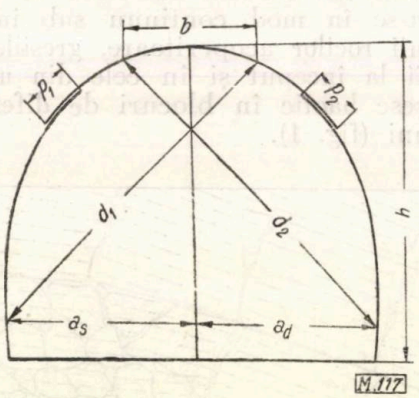
Măsurătorile au fost continuate în galeria de preabataj 1-est, începută la 15 iunie 1961, în care primii 20 de metri de la suitorul 1-est au fost susţinuţi în arce metalice TH deschise (fig. 3). Începînd cu data de 1 iulie 1961 s-a trecut la experimentarea inelelor metalice închise, executate tot din profile TH, pe restul porţiunii de 40 m (fig. 4).

În perioada de pregătire a panoului s-a constatat că ambele tipuri de susţinere se comportă la fel.

Aşa, de exemplu, în primele 60 de zile s-a constatat o alunecare a elementului din

Tabela 3

Data obs.	Măsurători orizontale				Diagonale		p_1	l_2	h	Distanţa la front, m	Distanţa de la abataiul frontal, m
	a	a_s	a_d	b	d_1	d_2					
18.IV	2 411	1 136	1 275	1 245	2 854	2 920	434	525	2 451	5,2	62
22.IV	2 405	1 150	1 255	1 238	2 850	2 900	450	539	2 420	12,0	58
4.V	2 381	1 158	1 237	1 232	2 805	2 845	457	550	2 380	28,5	51,50
13.V	2 370	1 173	1 197	1 230	2 800	2 820	460	600	2 340	28,5	44,50
20.V	2 360	1 175	1 295	1 225	2 770	2 785	465	600	2 315	—	37
30.V	2 360	1 170	1 900	1 220	2 770	2 780	480	620	2 310	—	25,00



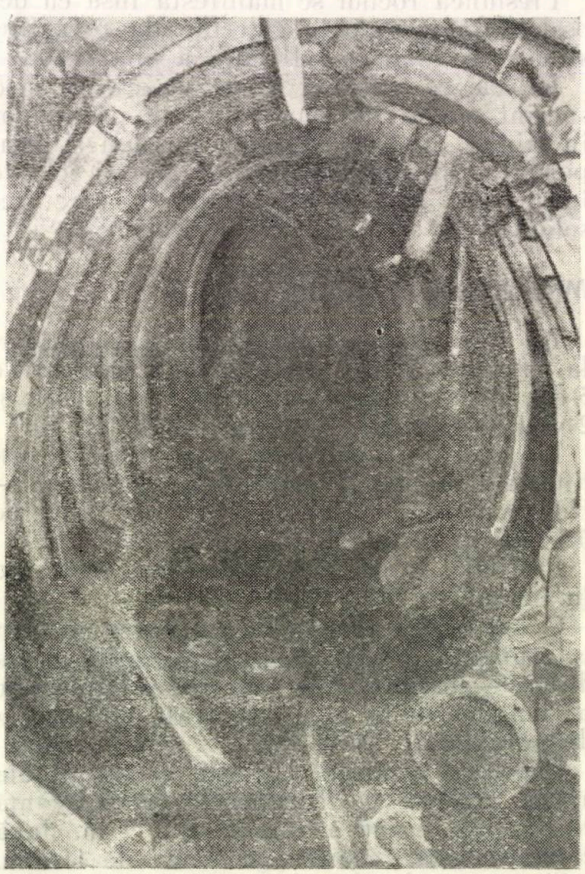


Fig. 2. Aspectul galeriei 3-est la sfîrşitul perioadei de serviciu.

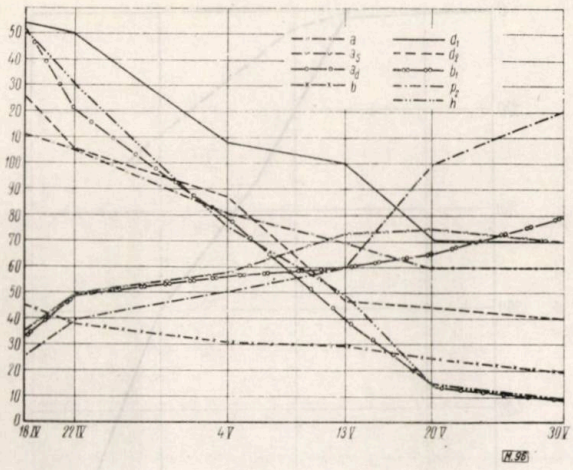


Fig. 2 a. Diagrama deformaţiilor conform tabelei 3.

grindă cu 30 mm, iar bandajele din scîndură au fost în această perioadă rupte, fără deformarea vizibilă a elementelor susţinerii (fig. 5).

Comportarea celor două tipuri de susţinere faţă de presiunea dinamică a rocilor, cauzată de avansarea frontului de lucru, a fost însă diferită.

Fig. 3. Preabatajul 1-est, susţinut în elemente TH deschise, montate între 15 iunie şi 1 iulie 1961.

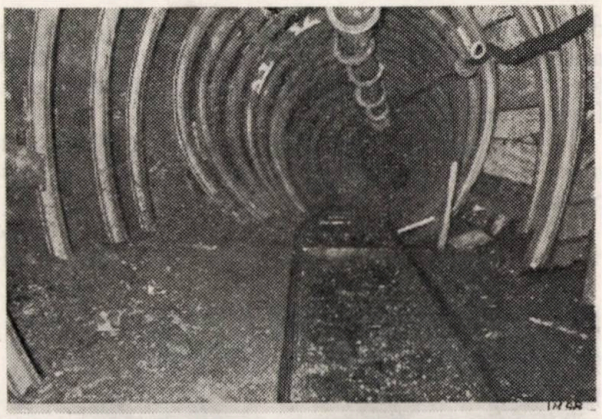


Fig. 4. Preabatajul 1-est susţinut în inele metalice TH, montate între 1 şi 20 iulie 1961.

Astfel, susţinerea circulară, montată în ziua de 15 iulie şi răpită la data de 1 august (durata de serviciu 15 zile), a înregistrat o cedare de 30 mm, iar cea montată la 1 iulie şi răpită la 17 septembrie (durata de serviciu 78 zile) — o cedare de 180—200 mm, fără semnalarea unor deformări vizibile chiar atunci cînd se găseau pe linia frontului de abataj (fig. 6).

Susţinerea TH deschisă, montată între 15 iunie şi răpită la 27 septembrie, avînd durata de serviciu de 102 zile, a înregistrat ce-

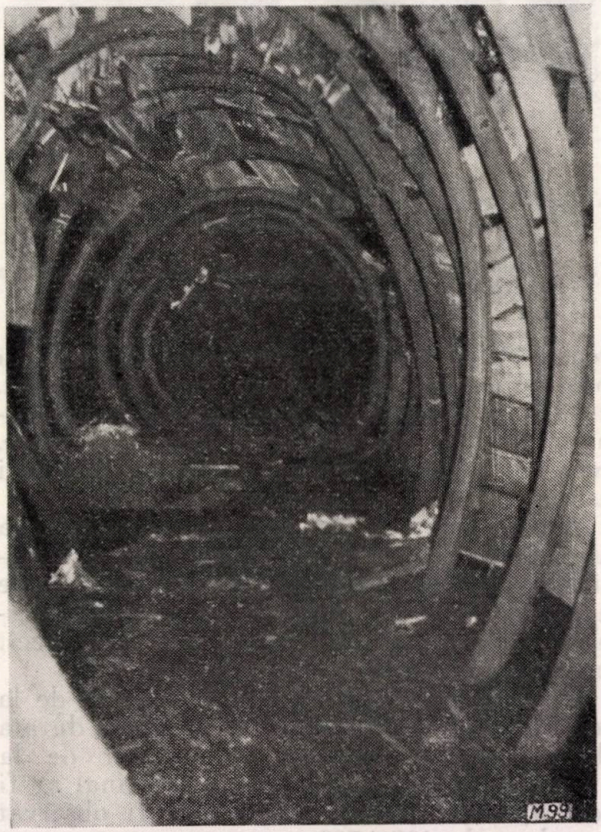


Fig. 5. Aspectul preabatajului după o durată de serviciu de 60 de zile.

dări între 300 şi 700 mm (fig. 7), iar deformarea elementului din grindă datorită creşterii continue a presiunii s-a desfăşurat conform figurei 8.

Din diagramă se deduce că cedări mai mari s-au înregistrat la susţinerea TH deschisă.

Tot din diagramă se vede că, cu cît durata de serviciu a susţinerii este mai lungă, a-

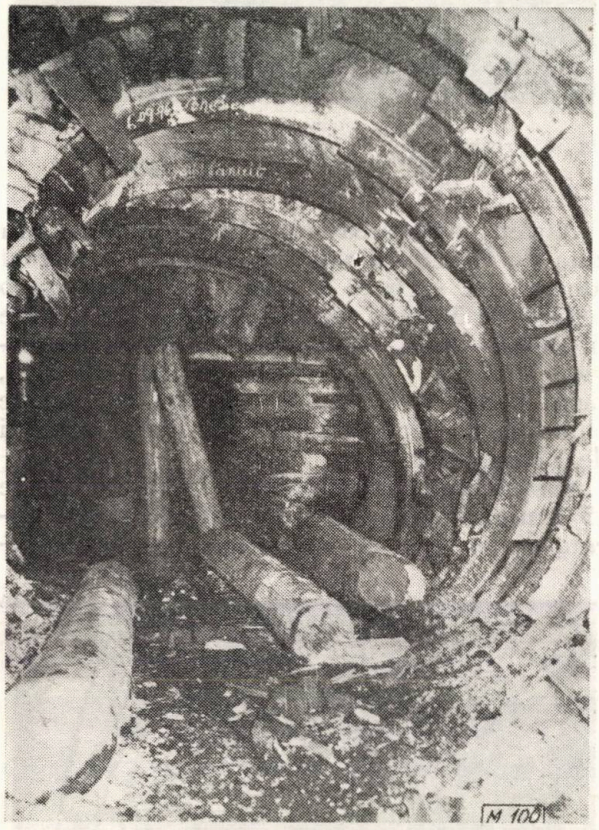


Fig. 6. Aspectul susţinerilor circulare înainte de răpirea lor după o durată de serviciu de 78 de zile.

ceasta fiind solicitată continuu de sarcina presiunii rocii pe un timp mai îndelungat, cu atît şi cedarea sau modificarea dimensiunilor iniţiale ale susţinerii este mai mare, ceea ce scoate în evidenţă influenţa timpului asupra intensităţii presiunii rocilor.

Acelaşi lucru a fost scos în evidenţă şi la apropierea frontului de lucru, care a intensificat mult mai puternic procesul de mişcare a rocilor în zona susţinută cu arce TH deschise, la o durată de serviciu mai mare decît în zona susţinută în inele închise.

Dacă în galeria 1-est s-ar fi montat de la început susţinerea inelară, adică dacă durata de serviciu a acesteia ar fi fost de la 15 iunie—27 septembrie, aspectul final ar fi fost aproape acelaşi, adică s-ar fi observat o cedare de 400—700 mm.

Superioritatea susţinerii inelare faţă de cea deschisă ar fi constat în faptul că alu-

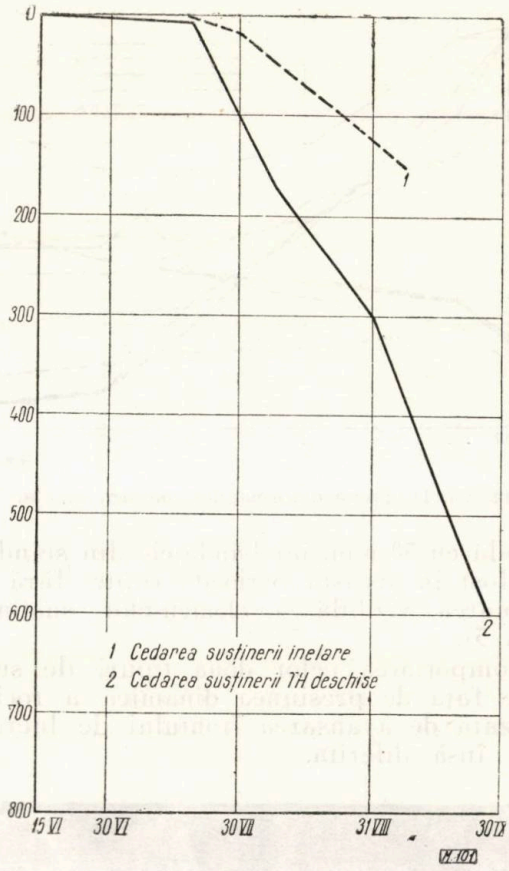


Fig. 7. Diagrama cedării susţinerii TH deschise şi închise. Preabatajul 1-est, sectorul III, I.M. Lupeni.

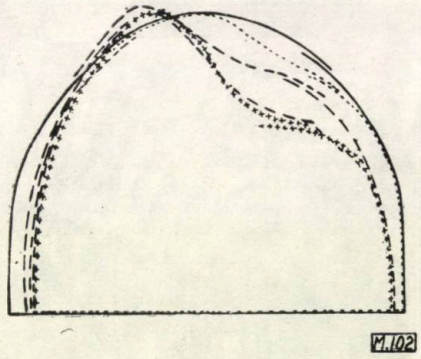


Fig. 8. Aspectul tendinţei de deformare a susţinerilor TH deschise.

necarea elementelor în timpul manifestării presiunii rocilor s-ar fi făcut uniform şi pe toată suprafaţa de contact a elementelor suprapuse, ceea ce ar fi condus la creşterea capacităţii portante. La susţinerea TH deschisă, datorită valorii diferite a razelor de curbură a elementelor din grindă faţă de elementele laterale, în porţiunea îmbinării nu se realizează o suprapunere integrală în timpul alunecării, ceea ce poate favoriza deformarea prematură a profilului, pentru că sarcina presiunii în acest caz este suportată de o suprafaţă foarte mică a susţinerii. Uni-

formizarea razelor elementelor din grindă cu elementele laterale ale susţinerii deschise TH (fig. 9) elimină deficienţele menţionate, asigurînd o elsticitate şi o capacitate portantă superioară tipurilor existente de susţinere TH.

Experimentarea celor două tipuri de susţinere în galeria de preabataj 1-est, considerat ca zona unde presiunea rocilor se manifestă cu maximum de intensitate, a arătat că aplicarea susţinerii circulare nu este justificată, deoarece atît presiunea cît şi mărimea cu care se deplasează rocile spre interiorul galeriei nu depăşesc capacitatea portantă şi elasticitatea susţinerii TH deschise.

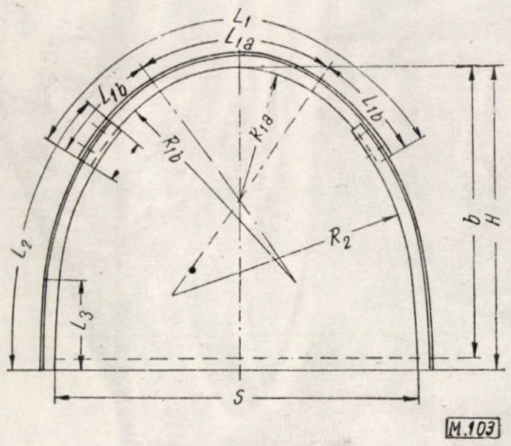


Fig. 9. Susţinerea TH cu razele egale în punctele de îmbinare.

Prin deformarea susţinerii intervine de obicei reducerea razelor arcelor şi în consecinţă creşterea rezistenţei lor, evident dacă montarea lor iniţială a fost corectă.

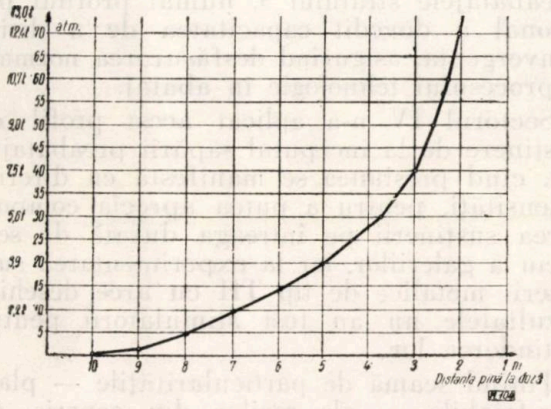


Fig. 10*a*. Variaţia presiunii în funcţie de apropierea frontului de locul de înregistrare. Preabatajul 16-vest.

Se observă, de asemenea, o comportare diferită a profilelor trapezoidale sau dreptunghiulare susţinute în lemn faţă de susţinerea metalică TH deschisă. În timp ce susţinerea TH cu profil oval cedează, dar nu-şi pierde din capacitatea portantă, susţinerea în lemn se rupe în punctele unde se concentrează tensiunile, pierzîndu-şi capacitatea portantă.

În situaţia actuală, pentru mina Lupeni susţinerea TH deschisă poate suporta presiunile verticale şi cele laterale fără să sufere deformări accentuate. Ea este avantajoasă din punct de vedere tehnic şi economic, întrucît atît timpul de montare cît şi consumul de metal pe metru liniar de galerie este mai redus faţă de susţinerea circulară.

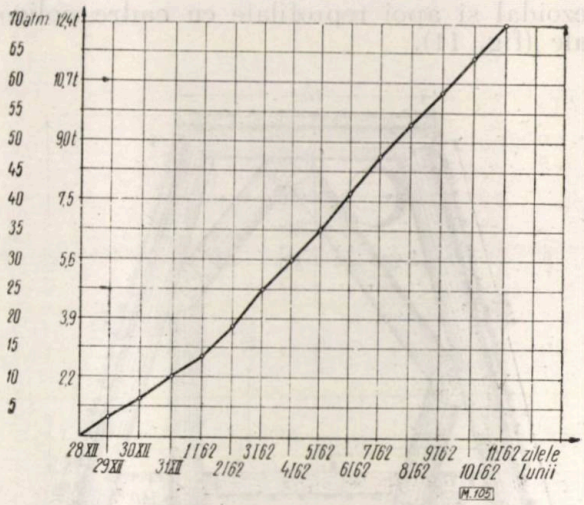


Fig. 10 *b*. Diagrama presiunii în timp. Preabatajul 16-vest.

Trebuie însă redus cîmpul dintre inelele susţinerii de la 0,8 m, cît este în prezent, la 0,5 m, iar bandajele de scîndură să fie înlocuite cu jumătăţi de lemn sau cu bile.

În consecinţă, profilul oval al galeriilor de preabataj săpate pe stratul 3 se poate considera ca adecvat condiţiilor tehnico-geologice din cîmpul minier aferent sectorului 3. Profilul circular poate fi recomandat pentru cazurile unor presiuni laterale mult mai mari, care se vor întîlni poate la o cotă inferioară celei actuale.

În ceea ce priveşte măsurarea presiunii, se menţionează că din cele şase doze de măsurat montate, numai una a indicat presiunea de 60 at în ziua de 30 august 1961, ceea ce echivalează cu o presiune de 15 t pe cadru din partea rocilor din coperiş.

Mina Petrila

La mina Petrila, observaţiile asupra presiunii rocilor au început la 13 martie 1961 în sectorul IV, preabatajele 15/14-vest, 16 vest, 15/16-vest şi în sectorul II.

Presiunea manifestată de mişcarea rocilor în preabatajul 16-vest din coperiş, măsurată cu ajutorul dozelor hidraulice prevăzute cu dispozitiv de înregistrare în timp, este arătată în diagramele din fig. 10a şi 10b.

Spre deosebire de mina Lupeni, preabatajele săpate în stratul 3 la Petrila sînt susţinute exclusiv în lemn, profilul de săpare a preabatajelor din culcuş fiind similar profilelor abatajelor-cameră sau profilelor de galerie trapezoidală.

Cele din coperiş sînt săpate în profil trapezoidal şi apoi reprofilate cu cadre poligonale (fig. 11).

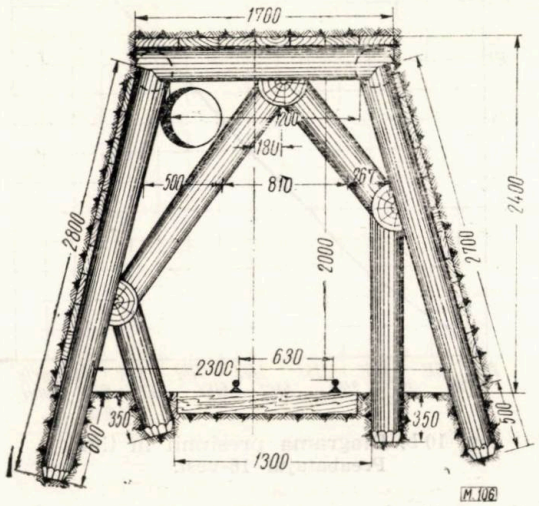


Fig. 11. Susţinerea preabatajului de coperiş în stratul 3.

Din observaţii rezultă că profilele actuale ale galeriilor de preabataj la mina Petrila nu sînt cele mai corespunzătoare, faţă de mărimea şi modul de manifestare a presiunilor din coperişul şi culcuşul stratului 3. Pînă la expirarea duratei de serviciu a galeriilor, majoritatea sînt rearmate de 3—4 ori, iar după reprofilări, cînd rocile înconjurătoare îşi găsesc un echilibru temporar, se observă, în continuare, deformări parţiale. Ca aspect general, se constată micşorarea secţiunii transversale, care uneori reprezintă 70% din secţiunea iniţială.

În zona abatajului 15-vest, unde condiţiile geologice au fost mai dificile, cadrele de susţinere nu au rezistat presiunii din coperiş, mai intens manifestată pe măsura avansării frontului de abataj, astfel că în ziua de 12 octombrie 1961 s-a produs surparea galeriei pe o porţiune de 18 m, rocile din coperiş continuînd să curgă, ceea ce a impus oprirea abatajului fapt care a împiedicat producerea de accidente.

Situaţii asemănătoare au fost întîlnite şi în galeriile de preabataj săpate pe culcuş, unde s-au produs deformări accentuate ale susţinerii, datorită presiunilor laterale, în special la apropierea frontului de abataj (fig. 12).

Spre deosebire de lucrările menţionate, în preabatajul 15/16-vest de coperiş reprofilat cu cadre poligonale, apropierea frontului de abataj nu a provocat deformarea secţiunii galeriei şi nici ruperea cadrelor (fig. 13).

Acelaşi lucru a putut fi constatat şi în preabatajul de coperiş al stratului 3 din abatajul 16-vest, care nu s-a deformat nici în apropierea imediată a frontului de abataj.

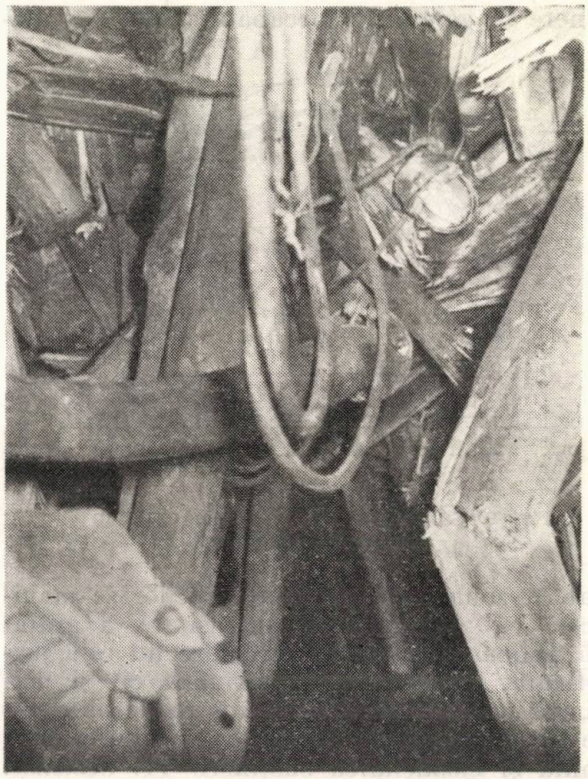


Fig. 12. Influenţa lucrărilor de abataj în preabatajul de culcuş 15/14-vest din sectorul IV, I.M. Petrila.

Dintre tipurile de susţinere folosite în preabatajele stratului 3, numai profilul poligonal a dovedit capacitatea de a dirija convergenţa, asigurînd desfăşurarea normală a procesului tehnologic în abataj.

Sectorul IV n-a aplicat acest profil de susţinere de la începutul săpării preabatajului, cînd presiunea se manifestă cu diferite intensităţi, pentru a putea aprecia comportarea susţinerii pe întreaga durată de serviciu a galeriilor, iar la experimentarea susţinerii metalice de tip TH cu arce deschise rezultatele nu au fost stimulatorii pentru extinderea lor.

Ţinînd seamă de particularităţile — plastice-friabile — ale rocilor din coperiş, de continua stare de mişcare a acestora datorită rezistenţei lor foarte reduse, cît şi de proprietăţile elastice extrem de reduse ale susţinerii poligonale din lemn, pe lîngă un consum exagerat de ridicat, apare indicată şi raţională modificarea profilului actual al galeriilor de preabataj şi a modului de susţinere a acestora.

Fig. 13. Susţinerea preabatajelor de coperiş.

În alegerea profilelor preabatajelor şi a modului de susţinere a acestora trebuie ţinut seamă de faptul că numai profilele poligonale au putut rezista mai bine presiunilor. Profile apropiate de cele poligonale sînt cele circulare şi, în consecinţă, se impune experimentarea susţinerii metalice TH cu arce închise pentru a se putea face comparaţii tehnico-economice cu concluzii corespunzătoare.

În cazul stratelor subţiri a fost urmărit modul de manifestare a presiunilor în galeriile de cap şi de bază în puncte diferite.

Rocile predominante în coperişul stratelor sînt argile fosilifere.

Galeriile de bază se sapă în majoritatea cazurilor cu profil circular de 6,2 m², fiind susţinute în inele de bolţari, cu cîmpuri de 0,8—0,5 m. În perioada de pregătire a abatajului, presiunea primară laterală se manifestă moderat, astfel că deformările iniţiale sînt relativ mici, între 4 şi 6 cm (tabelele 4 şi 5).

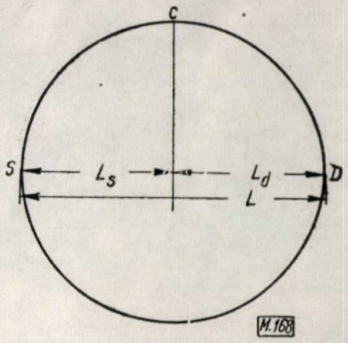
Apropierea lucrărilor de abataj modifică în mod radical aspectul galeriilor de bază.

Intensitatea presiunii rocilor variază în mod curent cu distanţa la care se găseşte punctul luat în observare faţă de frontul de abataj.

Astfel, de exemplu, figura 14 arată aspectul galeriei de bază din stratul 7, panoul F,

Tabela 4

Data	Cote			Dimensiuni			Distanţa la front, m
	C	S	D	L	L_s	L_d	
21.III	3 122	2 118	2 330	2 136	1 064	1 072	2,00
28.III	3 103	2 104	2 283	2 102	1 048	1 054	11,70
4.IV	3 145	2 155	2 295	2 078	1 037	1 041	19,00
11.IV	3 146	2 152	2 296	2 070	1 036	1 034	23,00



orizontul XIII, la distanţa de 25 m în spatele frontului de abataj, iar figura 15 — aspectul galeriei la 20 m înaintea frontului de abataj.

Tabela 5

Data	Cote			Dimensiuni			Distanţa la front, m
	C	S	D	L	L_s	L_d	
16.III	2 931	1 747	1 826	2 180	1 090	1 090	1,20
22.III	2 931	1 733	1 823	2 128	1 062	1 066	4,30
29.III	2 945	1 726	1 831	2 091	1 043	1 048	12,50
5.IV	2 942	1 723	1 830	2 078	1 037	1 041	19,00
12.IV	2 938	1 720	1 840	2 050	1 028	1 022	19,00
19.IV	2 939	1 719	1 842	2 052	1 030	1 022	19,00

Figura 14 ilustrează influenţa extragerii zăcămîntului în abataj asupra manifestării presiunii rocilor, a direcţiei presiunii cu maxim de intensitate, cît şi eficacitatea redusă a susţinerii cu bolţari în galeriile din zona de influenţă a abatajelor, datorită rigidităţii bolţarilor.

Figura 15 ilustrează că avansarea frontului de abataj influenţează şi mişcarea rocilor situate înaintea lui cu 20—30 m. De la această distanţă începe procesul continuu şi sistematic de mişcare a rocilor, lucru care devine evident prin modificarea stării susţinerii şi a secţiunii galeriei.

Modul de manifestare a presiunilor a fost urmărit și în galeria de bază săpat pe stratul 9, panoul D-15.

Fig. 14. Influența lucrărilor de abataj în galeriile de bază (stratul 7, panoul *F*, orizontul XIII).

Aici rocile care au proprietăți plastice sînt și foarte fisurate, iar secțiunea galeriei permite să se constate că presiunile sînt mult mai pronunțate din pereți (fig. 16).

Proprietăți tipic plastice ale rocilor s-au putut constata și în galeria de bază, săpată în stratul 12, susținută în cadre trapezoidale de lemn, unde atît din tavan cît și din pereți presiunea s-a manifestat cu aceeași intensitate (fig. 17).

În galeriile de cap din stratele subțiri, menținerea profilelor la dimensiuni apropiate de cele inițiale este și mai greu de realizat.

Galeriile de cap sînt susținute exclusiv în lemn și, la a doua sau la a treia reprofilare, se obișnuiește uneori ca susținerea să fie consolidată cu cadre poligonale, ceea ce ridică enorm consumul de lemn și manopera.

Rocile din coperișul și culcușul acestor strate își pierd stabilitatea imediat ce sînt deschise pe anumite suprafețe, datorită fisurării haotice care le străbate și rezistenței lor reduse, iar anomalia creată prin săparea lucrărilor miniere nu se poate restabili nici după prima sau a doua reprofilare.

Dimensiunile inițiale ale profilului galeriei se reduc imediat după săpare — dar mai ales la apropierea liniei frontului de abataj — cu valori mult mai mari la stratele de grosime mare și potrivit gradului de elasticitate a susținerii din lemn.

Cheltuielile cauzate de lucrările de întreținere cresc pe măsura avansării liniei frontului de abataj, cînd accesul în galeriile menționate devine practic imposibil, datorită distrugerii premature a susținerii.

Pentru constituția și caracteristicile fizice ale rocilor în care sînt săpate galeriile de cap, presiunile sînt în mod inerent foarte mari, iar măsurile recomandate pînă în prezent de a se lucra cu cadre întărite nu sînt destul de eficace. Se întîlnesc însă cazuri cînd și în faza de pregătire a abatajului rocile înconjurătoare se mișcă cu intensitate mare, provocînd surpări în galerie fără a se produce accidente pe porțiuni de 5—15 m. Astfel, în faza de pregătire a abatajului din stratul 9, galeria de cap reprofilată a doua oară s-a surpat pe o porțiune de 28 m, direcția de manifestare a presiunii fiind din coperiș.

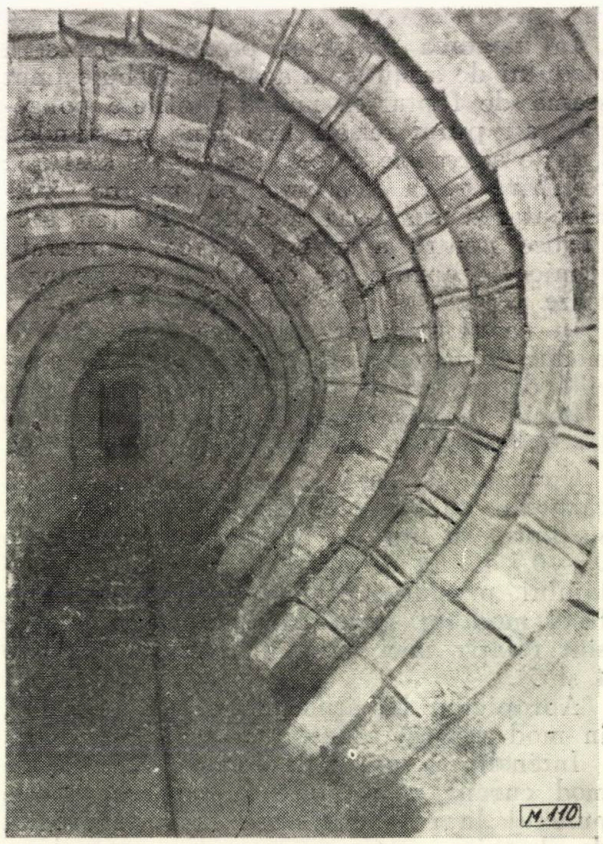


Fig. 15. Influența lucrărilor de abataj asupra galeriei de bază (orizontul XIII, stratul 7, panoul *F*).

Fig. 16. Modul de manifestare a presiunilor laterale în galeria de bază (stratul 9, panoul D).

Tabela 6

Armătura nr. 1.

	16.VI. 1961	23.VI	30.VI	7.VII	14.VII	21.VII	28.VII	5.VIII
a	2 370	2 370	2 360	2 360	2 360			
b	1 180	1 180	1 130	1 120	1 110			
p_1	650	650	650	650	650			
p_2	430	430	430	430	430			
d_s	1 185	1 185	1 180	1 180	1 180			
d_d	1 185	1 185	1 180	1 180	1 180			
h	2 020	2 020	2 020	2 020	2 020			
d_1	2 540	2 535	2 530	2 530	2 520			
d_2	2 520	2 520	2 520	2 520	2 520			

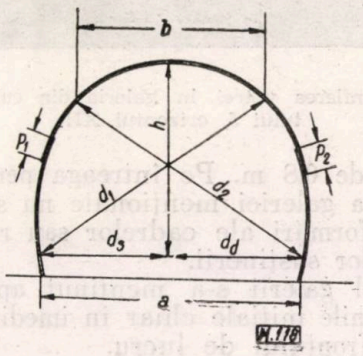


Tabela 7

Armătura nr. 2.

	D A T A			
	16.VI.1961	23.VI	30.VI	7.VII
a	2 600	2 600	2 560	2 560
b	1 100	1 100	1 100	1 100
p_1	800	800	800	800
p_2	350	350	350	350
d_s	1 300	1 300	1 280	1 270
d_d	1 300	1 300	1 280	1 270
h	1 890	1 880	1 860	1 840
d_1	2 400	2 380	2 360	2 350
d_2	2 650	2 640	2 620	2 610

Rezistența susținerii din lemn este categoric depășită de valoarea presiunii rocilor. Profilul galeriilor nu este în concordanță cu adîncimea la care se execută lucrările miniere unde rocile manifestă proprietăți plastice și în consecință sînt ușor deformabile.

Acest fenomen a fost semnalat de corpul tehnico-ingineresc, care a recurs la consoli-

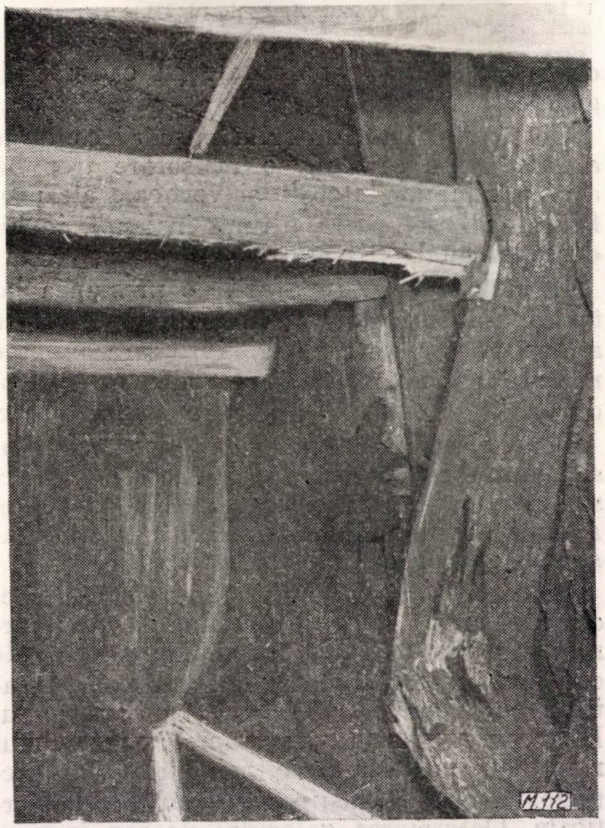


Fig. 17. Aspectul galeriei de bază din stratul 12, orizontul XII, unde rocile manifestă proprietăți plastice.

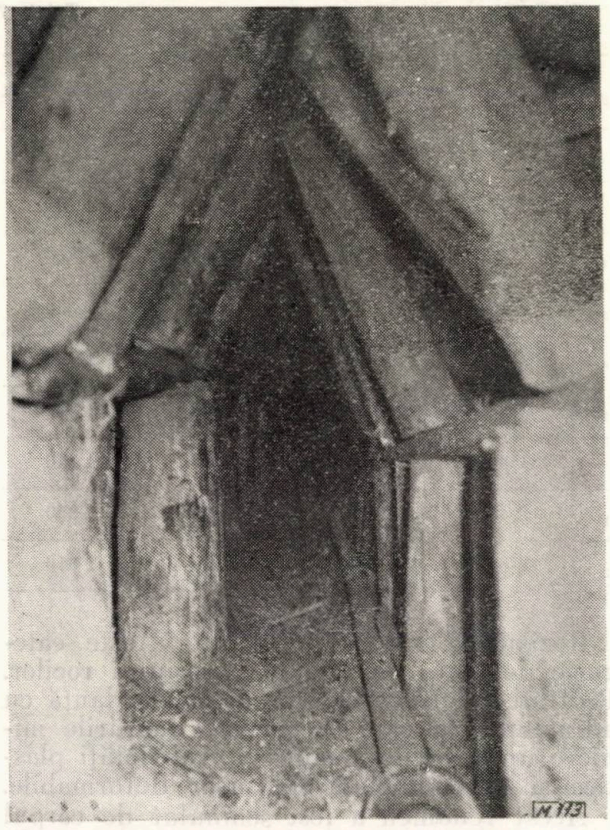


Fig. 18. Aspectul susținerii poligonale sub influența presiunilor laterale în galeria de cap (stratul *9*, orizontul XII, panoul *B*, sectorul II).

darea susținerii trapezoidale cu cadre poligonale.

Cu timpul însă, datorită mișcării continue a rocilor, se constată o micșorare treptată a dimensiunilor laterale și verticale ale profilului galeriei și, în ultimă instanță, închiderea ei totală (fig. 18).

În stratul 5—7, în afară de presiunea laterală s-a constatat și tendința de umflare a rocilor din vatră (fig. 19), care impune reprofilări dese ale galeriilor și totodată modificarea radicală a modului de susținere.

Pentru sectorul II, care exploatează exclusiv strate cu înclinare mare, alegerea unei susțineri raționale pentru galeriile de cap și a unui profil corespunzător al acestora constituie o problemă de bază.

În cazul stratelor cu înclinare mare, modul de manifestare a presiunilor și deformarea rocilor în care sînt săpate galeriile de cap prezintă alt caracter decît în cazul stratelor cu înclinare mică. În cazul sectorului II trebuie luate în considerare, în primul rînd, solicitările laterale, asimetrice, care acționează asupra susținerii, și apoi cele verticale. Deformarea galeriilor de cap în partea de coperiș se produce mai repede și mult mai intens. Procedee și tipuri de susținere care să prezinte o elasticitate și să asigure o cedare corespunzătoare mișcării rocilor înconjurătoare au fost experimentate practic foarte puțin la I.M. Petrila, ceea ce îngreuiază deocamdată formularea unor concluzii care să poată fi aplicate și generalizate.

Mina Aninoasa

Măsurătorile asupra manifestării presiunilor la E.M. Aninoasa au avut ca obiectiv sectorul I, unde stratul 3 este exploatat cu abataje frontale.

Coperișul stratului este constituit din argile grezoase compacte, cu grosimea de 3,5—4,0 m, iar culcușul dintr-un pachet gros de 1—3 m de argile șistoase, după care urmează o formație de gresie silicioasă.

Preabatajul săpat pe coperiș este susținut în cadre trapezoidale din lemn, așezate la

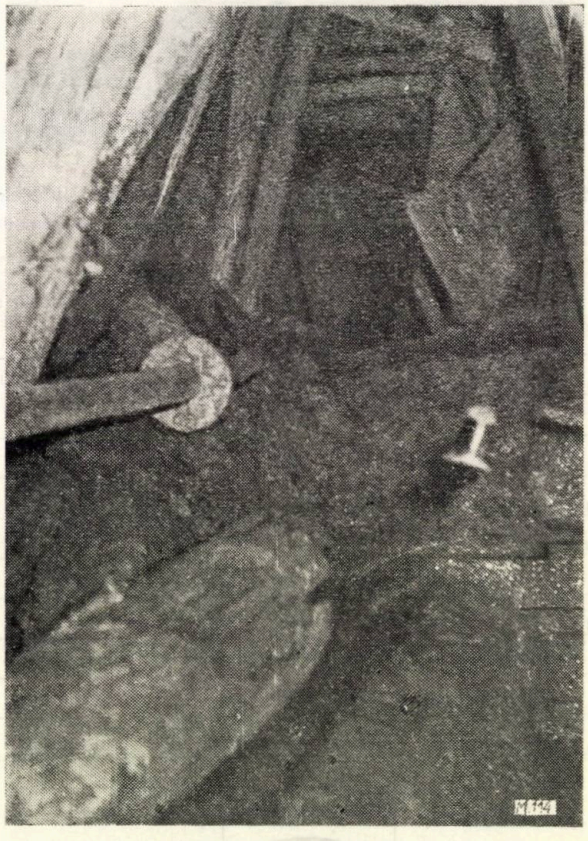


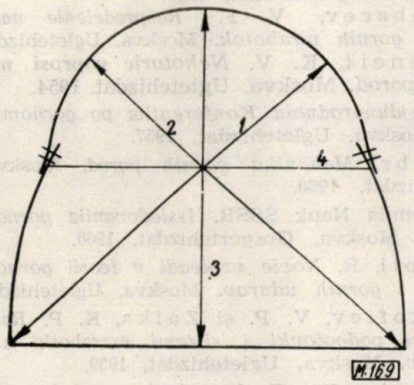
Fig. 19. Umflarea vetrei în galeria din culcușul stratului *5*, orizontul XII.

interval de 0,8 m. Pe întreaga perioadă de serviciu a galeriei menționate nu s-au semnalat deformări ale cadrelor sau ruperi ale elementelor susținerii.

Profilul galerii s-a menținut aproape la dimensiunile inițiale chiar în imediata apropiere a frontului de lucru.

Tabela 8

Data	Nr. armăturii	1	2	3	4	Distanța de la front 1	2	3	4	Observații
10.VIII	1	3,09	3,00	2,95	1,85	14	13	12	11	
	2	2,86	2,96	2,89	1,82					
	3	2,89	2,88	2,85	1,76					
	4	2,84	2,87	2,80	1,80					
12.VIII	1	3,06	2,98	2,94	1,85	12	11	10	9	
	2	2,84	2,94	2,85	1,80					
	3	2,88	2,87	2,82	1,74					
	4	2,83	2,86	2,78	1,79					
14.VIII	1	3,02	2,96	2,90	1,83	10	9	8	7	
	2	2,84	2,92	2,83	1,79					
	3	2,86	2,84	2,80	1,71					
	4	2,82	2,84	1,77	1,77					
16.VIII	1	2,98	2,93	2,90	1,80	8	7	6	5	
	2	2,82	2,90	2,81	1,76					
	3	2,85	2,81	2,80	1,69					
	4	2,81	2,81	2,76	1,75					
18.VIII	1	2,96	2,90	2,87	1,77	6	5	4	3	
	2	2,80	2,87	2,80	1,75					
	3	2,83	2,80	2,79	1,69					
	4	2,80	2,78	2,75	1,72					
21.VIII	1	2,96	2,86	2,86	1,75	4	3	2	1	
	2	2,79	2,86	2,79	1,73					
	3	2,80	2,75	2,74	1,65					
	4	2,76	2,75	2,72	1,70					
23.VIII	1	2,94	2,83	2,85	1,71	2	1	front	—	
	2	2,77	2,83	2,77	1,71					
	3	2,74	2,70	2,71	1,60					



Galeria de pe culcușul stratului a fost susținută cu elemente din arce TH, așezate la interval de 0,8 m între ele. Datorită presiunilor laterale s-a constatat o cedare intensă a susținerii, micșorîndu-și secțiunea, însă menținîndu-și capacitatea portantă (fig. 20).

Începînd de la 16 iunie 1961 a fost măsurată cedarea susținerii prin intermediul reperelor din preabatajele săpate pe culcuș. După expirarea perioadei de serviciu a porțiunii de galerie unde au fost executate măsurătorile, s-a întocmit tabela 6, în care sînt cuprinse modificările dimensiunilor inițiale ale secțiunii și ale profilului galeriei.

Analizînd aspectul final și starea susținerii, precum și modificarea dimensiunilor la sfîrșitul perioadei de serviciu față de dimensiunile inițiale, reiese că în preabatajele din cîmpul sectorului I presiunea rocilor este redusă și, în consecință, susținerea metalică TH deschisă poate fi aplicată cu succes în preabatajele de coperiș, fiind mult mai corespunzătoare decît cea din lemn, asigurînd realizarea unor indici tehnico-economici superiori.

Mina Vulcan

În cîmpul minier aferent E.M. Vulcan, coperișul direct al stratului 3 este constituit din argile grezoase cu grosimea de 4,0 m, iar preabatajul de la coperiș este susținut de elemente TH, montate la intervale de 0,8 m.

Măsurătorile urmărind cedarea susținerii TH în urma solicitării produse de presiunea rocilor au fost efectuate în sectorul III, fiind începute în ziua de 10 august 1961 și continuate pe toată durata de serviciu a susținerii.

Fig. 20. Aspectul galeriei de preabataj de pe culcușul stratului 3, sectorul I Aninoasa.

Din datele măsurătorilor (tabela 8) rezultă că presiunea manifestată de rocile înconjurătoare este neînsemnată în comparație cu cele constatate la Lupeni sau Petrila, iar susținerea metalică TH, cît și profilele galeriilor pot fi considerate corespunzătoare pentru condițiile acestui sector. Însă anumite procedee aplicate la mina Vulcan pot fi aplicate cu mult folos la minele Lupeni și Petrila.

La mina Vulcan, preabatajul de la coperiș se sapă păstrînd între peretele exterior și roca din coperiș o distanță de 1 m, măsurată normal pe conturul galeriei, aceeași distanță păstrîndu-se la tavan, de la conturul galeriei pînă la poditura feliei superioare.

Întrucît rezistența cărbunelui este mai mare decît a rocilor din coperiș, solicitarea presiunilor este diminuată, ceea ce explică deformarea foarte redusă a inelelor de susținere folosite, eliminarea integrală a cheltuielilor de întreținere a galeriilor, cît și posibilitatea refolosirii repetate a elementelor metalice (fig. 21).

Din materialul prezentat se poate trage concluzia că față de modul de manifestare a presiunii rocilor în galeriile de preabataj

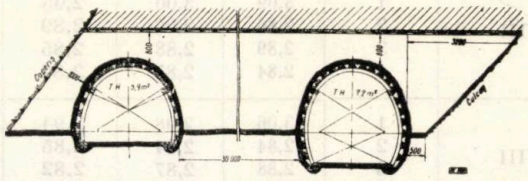


Fig. 21. Amplasarea galeriilor de preabataj în stratul 3 la mina Vulcan.

trebuie extinse susținerile metalice și anume :

— pentru galeriile de cap din stratele subțiri — susțineri metalice circulare din profile TH ;

— pentru galeriile de preabataj din stratul 3 în zonele cu manifestare moderată a presiunii — susținere ovală TH.

BIBLIOGRAFIE

[1] Proiavkin, E. T. *Davlenie gornih porod i krep stvolov.* Moskva, Ugletehizdat, 1958.

[2] Orlov, V. V. și Gudz, A. G. *Sbornik primerov i zadaci po mehanike gornih porod i krep.* Moskva, Gosgortehizdat, 1961.

[3] Nitog, Z. F. *Opît primeneniia novîh vidov krepi na șahtah Donbassa.* Moskva, Ugletehizdat, 1953.

[4] Șprut, F. *Metalliceskaia krep podgotovitelnîh virabotok.* Moskva, Ugletehizdat, 1958.

[5] Aizakson, Z. *Davlenie gornih porod v șahtah.* Moskva, Gosgortehizdat, 1961.

[6] Statem, I. *Razrabotka ugolnîh mestorojdenii.* Moskva, Gosgortehizdat, 1960.

[7] Trumbacev, V. F. *Raspredelenie napreajenii vokrug gornîh virabotok.* Moskva, Ugletehizdat, 1956.

[8] Rupeneit, K. V. *Nekotorîe voprosî mehaniki gornîhporod.* Moskva, Ugletehizdat, 1954.

[9] *** *Mejdunarodnaia Konferențiia po gornomu davleniu.* Moskva, Ugletehizdat, 1957.

[10] Talobr. *Mehanika gornîh porod.* Moskva, Gosgortehizdat, 1960.

[11] Akademiia Nauk SSSR. *Issledovaniia gornovo davleniia.* Moskva, Gosgortehizdat, 1960.

[12] Kvapil, R. *Novie vzgleadi v teorii gornovo davleniia i gornîh udarov.* Moskva, Ugletehizdat, 1959.

[13] Prokofiev, V. P. și Zaika, K. P. *Raționalnie sposovî podgotovki i sistemî razrabotki sblijennîh plastov.* Moskva, Ugletehizdat, 1959.

[14] Maercks. *Der Gruben Ausbau auf der Deutschen Bergbau Ausstellung,* 1958. Bergbau, IX. 1958.

[15] Maercks. *Der Gruben Ausbau auf der Deutschen Bergbau Austelung* 1958. Bergbau, XI. 1958.

[16] Maercks. *Der Wiederstand der Grubenstahl und Schienenprofile gegen Verdrehung.* Bergbau, V. 1959.

[17] Wedige, A. *Der Streckenausbau. Schlägel und sen,* V. 1959.

[18] Schaefer, W. *Die Tragfähigkeit von Stahlprofilen und ihre wirtschaftliche Verwendung für den Streckenausbau.* Glückauf, VII.1957.

[19] Boldt, H. *Die Überwachung des Streckenausbaus.* Glückauf, I. 1961.

[20] Fodor, I. *Proprietățile fizico-mecanice ale rocilor de la Petrila.* Buletin ICEMIN.

Controlul şi reglarea automată în instalaţiile de preparare (II)

Ing. M. Guran

În ramura preparării mecanice, ca în toate celelalte ramuri ale tehnicii, automatizarea proceselor de producţie a pătruns ca una din tendinţele fundamentale de dezvoltare a tehnicii contemporane.

Elementul principal în conducerea judicioasă a procesului tehnologic din instalaţiile de preparare îl prezintă controlul sistematic al parametrilor de funcţionare normală a fluxului tehnologic.

În condiţiile automatizării, procesul tehnologic nu mai este funcţie de calităţile subiective ale persoanelor care urmăresc fiecare operaţie, iar rolul omului se reduce la observarea întregului proces, la conducerea lui din punctul de dispecerizare. Faptul acesta cere muncitorului din producţie o înaltă calificare tehnică.

În cazul instalaţiilor de preparare, cu specificul lor de flux continuu, de lucru cu substanţe toxice, precum şi datorită condiţiei esenţiale de recuperare maximă a substanţelor minerale utile, este indicat a se organiza introducerea controlului şi reglării automate. Din practică s-a constatat că prin automatizarea instalaţiilor de preparare capacitatea de producţie creşte cu 5—10%, datorită constanţei de încărcare a utilajelor.

Reglarea automată dă posibilitatea menţinerii regimului tehnologic optim, datorită căruia se obţin indici tehnologici superiori. Pierderile mecanice în substanţe minerale utile reprezintă, în cazul preparării, una dintre problemele cele mai importante. Prin introducerea controlului şi reglării automate, ele s-au redus la minimum.

Controlul şi reglarea automată a procesului tehnologic duc, de asemenea, la o importantă economie de materiale şi reactivi.

Parametrii care sînt reglaţi în procesul tehnologic la instalaţiile de preparare depind de metoda şi de schema tehnologică aplicată.

În funcţie de importanţa lor, cei mai caracteristici parametri, care impun organizarea unui control riguros, se pot împărţi în două grupe, şi anume : parametri de bază şi parametri ajutători.

1. Parametrii de bază

a) Caracteristica granulometrică a minereului, a produselor intermediare, a sterilelor şi a concentratelor. Prin caracteristica granulometrică se interpretează gradul de sfărîmare-măcinare, eficacitatea clasării, îngroşării etc.

b) Conţinutul de metal în minereu, produse intermediare, steril şi concentrate reprezintă cel mai important parametru. Controlînd conţinutul în metal pe fazele procesului, rezultă eficacitatea fiecărei operaţii. Conţinuturile în metal dau posibilitatea verificării continue a balanţei tehnologice şi de marfă a metalului pe întreaga instalaţie.

c) Densitatea tulburelii, la ciclul de măcinare-clasare, este funcţie de conţinutul granulometric al tulburelii ce părăseşte clasorul, deci de gradul de măcinare la o anumită capacitate. Densitatea tulburelii este unul dintre parametrii care pot influenţa în mare măsură indicii tehnologici ai procesului preparării.

d) Conţinutul mineralogic al minereului, al produselor intermediare, al sterilului şi al concentratelor se controlează pentru stabilirea repartizării conţinutului mineralogic pe produse şi — cel mai important — pentru stabilirea gradului de dezasociere a mineralelor.

e) Concentraţia ionilor de hidrogen în tulbureală influenţează acţiunea reactivilor de flotaţie cu suprafaţa mineralelor.

f) Concentraţia reactivilor de flotaţie influenţează direct extracţiile în metal şi, de asemenea, calitatea concentratelor ; este unul dintre parametrii cei mai dificili, pentru care cercetătorii din toate ţările au acordat cel mai mult timp şi mijloace materiale prin studiile efectuate.

g) Concentraţia altor ioni străini, prezenţi în tulburelile de flotaţie, datorită caracteristicilor specifice fiecărui minereu, influenţează procesul de flotaţie şi indicii tehnologici prin aceea că neutralizează acţiunea reactivilor, în special a colectorilor, formînd cu ei compuşi greu solubili.

h) Conținutul în umiditate se determină pentru stabilirea greutăților juste ale minereului sau concentratelor.

i) Temperatura tulburelii are importanță în cazul flotării anumitor minerale, cum ar fi blenda și scelita sau molibdenitul, pentru operații de desorbție a colectorilor.

j) Aerația tulburelii influențează mult extracțiile în metal și productivitatea mașinilor de flotație.

k) Înregistrarea cantităților de minereu și concentrate se face pentru controlul și reglarea productivității secțiilor, a utilajelor și pentru interpretarea procesului tehnologic prin indicii tehnologici și de marfă.

l) Temperatura de prăjire magnetizantă influențează direct transformările fizico-chimice ce au loc în cuptor.

m) Cantitatea de gaze și aer, necesare procesului de prăjire magnetizantă, influențează asupra temperaturii și atmosferei din cuptor.

2. Parametrii ajutători

a) Nivelul de încărcare a buncărelor se controlează pentru prevenirea lucrului în gol sau a supraîncălzirii lor.

b) Nivelul de umplere a rezervoarelor de reactiv se controlează pentru menținerea unui nivel constant.

c) Presiunea fluidelor și gazelor în conducte se măsoară pentru realizarea unor parametri constanți corespunzători proceselor de preparare.

d) Gradul de limpezire al suprascurgerii îngroșătoarelor și filtratului se determină pentru reducerea pierderilor de concentrat.

e) Înregistrarea timpului de lucru al mașinilor se urmărește pentru aprecierea modului de lucru.

f) Consumul de apă și soluții este necesar să fie urmărit deoarece dă posibilitatea stabilirii productivității agregatelor ce lucrează cu apă și, totodată, cu acești parametri se stabilește balanța apei pe întreaga instalație.

La controlul automat, parametrii se măsoară cu ajutorul aparatelor corespunzătoare și rezultatele se înregistrează automat pe diagrame speciale. În cazul folosirii autoregulatoarelor, reglarea parametrilor se face în mod automat.

O mare parte dintre parametrii indicați mai sus se controlează prin metode manuale, datorită faptului că încă nu au fost găsite, prin lucrări de cercetare, traductoarele cele mai corespunzătoare (de exemplu concentrația diverșilor reactivi din tulbureală).

Scheme de control și reglare automată folosite în instalațiile de preparare mecanică

1. Reglarea alimentării (evidența cantitativă)

O importanță deosebită pentru instalațiile de preparare o prezintă evidența continuă și exactă atît a cantităților de minereu care intră cît și ale concentratelor care părăsesc instalația.

Evidența cantitativă poate fi făcută prin una dintre următoarele metode:

— cîntărirea tuturor vagonetelor cu minereu sau cu concentrate;
— cîntărirea periodică a vagonetelor;
— cîntărirea continuă cu ajutorul cîntarelor și dispozitivelor automate.

În ultimul timp, primele două metode se folosesc din ce în ce mai puțin, deși au fost elaborate și încercate scheme de numărare automată a vagonetelor care intră în instalație (cu izotopi și celule fotoelectrice). De obicei, această metodă se folosește la cărbune sau în cazul substanțelor minerale utile, cînd vagonetele sînt aproximativ umplute la fel.

Metoda care a căpătat o largă răspîndire este cea care folosește cîntarele automate.

Pînă acum au fost construite multe tipuri de cîntare automate, dintre care cel mai mult folosite pe scară mondială sînt:

— cîntarele de bandă tip GOSMETR;
— cîntarele de bandă tip LT;
— complexul de automatizare a alimentării cu cîntar Ghiprougliavtomatizația;
— alimentatoare electrovibratoare.

a) Cîntarele tip GOSMETR și LT au cea mai largă răspîndire; schema cinematică și constructivă a lor este prezentată în toate manualele didactice și de specialitate sovietice.

b) Alimentatorul automat și schema elaborată de institutul Ghiprougliavtomatizația sînt prezentate în figura 1. Reglarea productivității alimentatorului rotativ *2* se face cu ajutorul cuțitului *3*.

Cuțitul este pus în mișcare de motorul *5*, care lucrează după indicațiile blocului electronic *10*, în care se găsesc: amplificatorul de tensiune *11*, amplificatorul de putere *12* și blocul pentru legătură inversă *13*. Blocul electronic este alimentat prin stabilizatorul de tensiune *14*.

Creșterea sau reducerea cantității de alimentare este proporțională cu unghiul pe care îl face banda *4* cu orizontala.

Prin intermediul traductorului inductiv *8* și elementului diferențial *9*, semnalul trece prin blocul electronic *10* și releul polarizat *7* și ajunge la contactorul inversor *6*, tip MKR-10, care prin motorul *5* comandă cuțitul *3*.

c) Alimentatoarele electrovibratoare au mare perspectivă de dezvoltare, deoarece prezintă simplitate în construcţie şi exploatare.

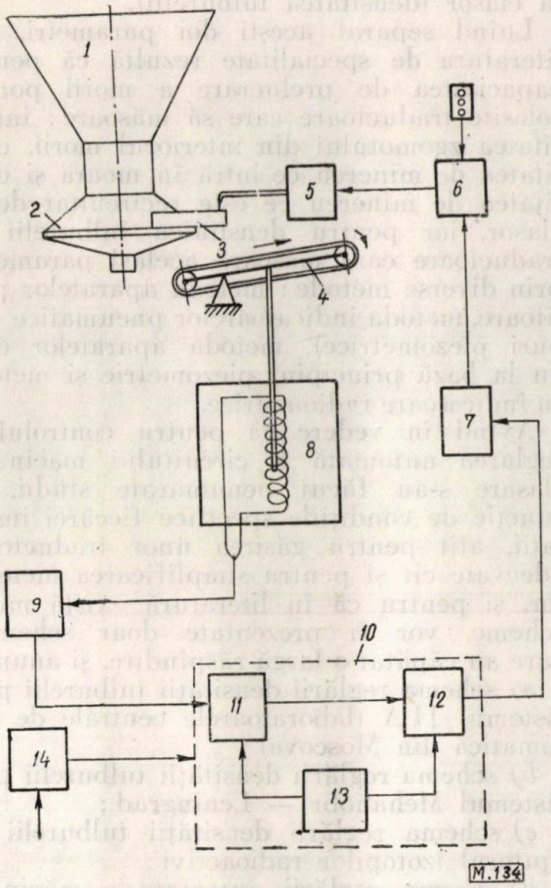


Fig. 1. Schema reglării automate a alimentării după propunerea institutului Ghiprougleavtomatizaţiia :
1 — siloz ; *2* — alimentator ; *3* — cuţit ; *4* — transportor ; *5* — element de execuţie ; *6* — releu reversibil ; *7* — releu de polaritate ; *8* — traductor inductiv ; *9* — element diferenţial ; *10* — bloc electronic ; *11* — amplificator de tensiune ; *12* — amplificator de putere ; *13* — blocul pentru legătură inversă ; *14* — stabilizator de tensiune.

Pînă în prezent ele au fost experimentate şi construite în serie de diverse întreprinderi din U.R.S.S. şi America. Ideea introducerii acestor utilaje a venit de la principiul de funcţionare a ciururilor electrovibratoare. Principiul de funcţionare este acelaşi. Alimentatorul electrovibrator (fig. 2) se compune din următoarele părţi de bază : jgheabul transportor *1*, vibratorul electromagnetic *2*, legăturile cu resort *3* şi susţinătoarele cu amortizare *4*.

Schema de principiu elaborată de institutul Mehanobr din Leningrad, şi după care se construiesc alimentatoare vibratoare de diverse capacităţi la uzina de alimentatoare electrovibratorii din Gruzia, este reprezentată în figura 3.

Vibratorul electromagnetic se compune din statorul *1* şi din armăturile pentru închidere a cîmpului magnetic *2*. Pe stator sînt înfăşurate patru bobine de curent alternativ şi patru bobine de curent continuu, astfel amplasate şi calculate, încît la o acţiune comună a curentului alternativ şi continuu

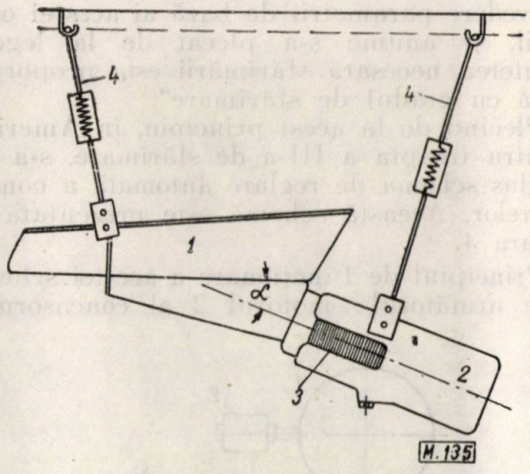


Fig. 2. Alimentatorul electrovibrator :
1 — jgheab transportor ; *2* — vibrator electromagnetic ; *3* — legăturile cu resort ; *4* — barele de susţinere cu amortizare.

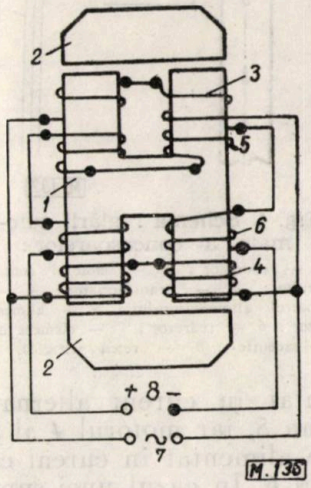


Fig. 3. Schema electrică a vibratorului electromagnetic — sistem Mehanobr:
1 — stator ; *2* — armături ; *3* şi *4* — înfăşurări în paralel pentru curentul alternativ ; *5* şi *6* — înfăşurări în serie pentru curentul continuu ; *7* şi *8* — legături la reţele.

apare un cîmp magnetic pulsatoriu cu o frecvenţă de 3 000 vibraţii pe minut. Reglînd (manual sau automat) curentul continuu, se poate schimba mărimea amplitudinii de vibraţie a jgheabului de la 0 la maximum 1,5 mm, şi implicit, în mod proporţional, a cantităţii de material ce se transportă.

2. Reglarea sfărîmării

În secţiile de sfărîmare, reglarea automată se poate aplica atît la utilajele principale

(concasoare, granulatoare, valțuri etc.) cît și la cele auxiliare (ciururi, elevatoare, benzi de transport etc.).

La alegerea celei mai nimerite scheme de reglare a utilajelor de sfărîmare s-au avut în vedere parametrii de bază ai acestei operații, și anume s-a plecat de la legea: „puterea necesară sfărîmării este proporțională cu gradul de sfărîmare".

Plecînd de la acest principiu, în America, pentru treapta a III-a de sfărîmare, s-a introdus schema de reglare automată a concasoarelor. Această schemă este prezentată în figura 4.

Principiul de funcționare a acestei scheme este următorul: motorul 2 al concasorului

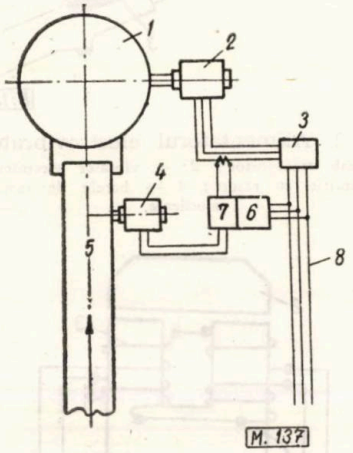


Fig. 4. Schema reglării automate a concasoarelor:
1 — concasor; *2* — motorul concasorului; *3* — transformator; *4* — motorul alimentatorului; *5* — alimentator; *6* — redresor; *7* — element de execuție; *8* — rețea trifazică.

este alimentat în curent alternativ trifazic de la rețeaua *8*, iar motorul *4* al alimentatorului *5* este alimentat în curent continuu de la redresorul *6*. În cazul unei supraîncărcări a concasorului, puterea necesară sfărîmării crește, ceea ce face ca intensitatea curentului să crească; prin intermediul unui transformator de curent, variațiile de curent sînt transmise elementului de execuție *7*, care cu ajutorul unui reostat mărește sau reduce turația motorului alimentatorului, astfel ca valoarea curentului să rămînă constantă.

3. Reglarea ciclului măcinării

Factorul de bază, care determină atît productivitatea cît și prețul de cost al preparării pe întreaga instalație, îl reprezintă gradul de măcinare. De aceea, la toate instalațiile de preparare se pune, în primul rînd, problema automatizării circuitului măcinare-clasare.

Parametrii de bază în funcție de care se reglează procesul sînt: capacitatea de prelucrare a morii și compoziția granulometrică a minereului din tulbureala care se revarsă la clasor (densitatea tulburelii).

Luînd separat acești doi parametri, din literatura de specialitate rezultă că pentru capacitatea de prelucrare a morii pot fi folosite traductoare care să măsoare: intensitatea zgomotului din interiorul morii, cantitatea de minereu ce intră în moară și cantitatea de minereu ce este recircuitat de la clasor, iar pentru densitatea tulburelii — traductoare care măsoară același parametru prin diverse metode: metoda aparatelor plutitoare, metoda indicatoarelor pneumatice (tuburi piezometrice), metoda aparatelor care au la bază principiul piezometric și metoda cu indicatoare radiometrice.

Avînd în vedere că pentru controlul și reglarea automată a circuitului măcinare-clasare s-au făcut nenumărate studii, în funcție de condițiile specifice fiecărei instalații, atît pentru găsirea unor traductoare adecvate cît și pentru simplificarea metodelor, și pentru că în literatură există multe scheme, vor fi prezentate doar schemele care au căpătat o largă răspîndire, și anume:

a) schema reglării densității tulburelii prin sistemul TLA (laboratoarele centrale de automatică din Moscova);

b) schema reglării densității tulburelii prin sistemul Mehanobr — Leningrad;

c) schema reglării densității tulburelii cu ajutorul izotopilor radioactivi;

d) schema reglării automate a măcinării cu ajutorul traductorului acustic;

e) schema reglării automate a măcinării cu ajutorul traductoarelor electromagnetice;

f) schema unificată de reglare a circuitului măcinare-clasare.

a) Schema reglării densității tulburelii prin sistemul TLA

În figura 5 este reprezentată schema propusă de laboratoarele centrale de automatică din Moscova, care a căpătat o largă răspîndire în instalațiile din U.R.S.S. Diferența de presiune care apare la tuburile piezometrice *1* este proporțională cu densitatea tulburelii și se înregistrează automat pe diagrama manometrului diferențial MD-62. Presiunea constantă a aerului se realizează cu ajutorul compresorului hidraulic *6* și este repartizată egal de distribuitorul *7*. Manometrul diferențial, prin intermediul regulatorului electric *3*, comandă mecanismul de execuție *4*, care închide sau deschide robinetul conductei de apă *5*, în funcție de densitatea tulburelii.

În exploatare, schema dă rezultate bune, cu toate că mecanismul de execuție nu este

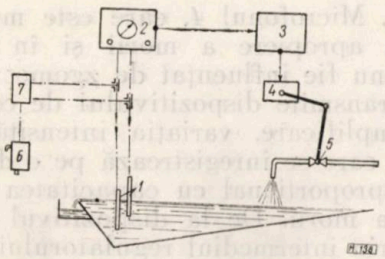


Fig. 5. Schema reglării automate a densităţii tulburelii după sistemul ŢLA : $P_1=\gamma h_1$; $P_2=\gamma h_2$; $\Delta P = \gamma \Delta h$

1 — tuburi piezometrice ; *2* — manometru diferenţial ; *3* — regulator electric ; *4* — element de execuţie ; *5* — robinet ; *6* — compresor hidraulic ; *7* — distribuitor.

cel mai nimerit. A fost indicat un mecanism de execuţie compus dintr-un motor reversibil şi un reductor mecanic (IMT-12/120).

b) Schema reglării densităţii tulburelii după sistemul Mehanobr

Această schemă a fost introdusă la Combinatul de nichel şi cupru din Norilsk. Ea nu se deosebeşte de schema după sistemul ŢLA decît numai prin aceea că, în locul manometrului diferenţial MD-62, a fost introdus un manometru diferenţial DKV cu regulator pneumatic, care transmite impulsul proporţional cu densitatea unui element de execuţie, de asemenea pneumatic, PIM. Elementul de execuţie reduce sau măreşte cantitatea de apă la clasor, în funcţie de densitate, prin intermediul unui robinet cu membrană tip PK, construit de uzina Glavarmalit.

Aceeaşi schemă se foloseşte şi la Combinatul de wolfram şi molibden din Tîrnauz, Caucazul de nord, cu rezultate foarte bune.

c) Schema reglării densităţii tulburelii cu folosirea izotopilor radioactivi

În ultimii ani, datorită preocupărilor de folosire a izotopilor radioactivi în scopuri paşnice, a apărut o serie de traductoare radioactive pentru măsurarea indirectă (fără contact) a densităţii tulburelii.

În această direcţie se pot indica lucrările Biroului de construcţii Ţvetmetavtomatika ale uzinei Fizpribor şi Leningradskovo fiziko-tehniceskovo instituta.

Aceste lucrări au la bază schimbarea intensităţii radiaţiei radioactive la trecerea printr-un curent de tulbureală care are variaţii din punct de vedere al densităţii. Schema generală a dispozitivului cu izotopi radioactivi de reglare a densităţii tulburelii este reprezentată în figura 6. Fluxul cuante gamma *1* al izotopului Co^{60}, sau al altui izotop, trece prin conducta de tulbureală *2* şi elementul constant de comparaţie *3*, ionizînd cele două camere de lucru *4* şi de comparaţie *5*, care au un electrod colector comun. În cazul schimbării densităţii tulburelii apare o diferenţă la valoarea curentului de ionizare. Această diferenţă este transmisă

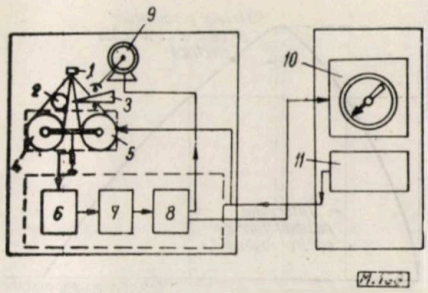


Fig. 6. Schema măsurării automate-indirecte cu izotopi radioactivi a densităţii tulburelii :

1 — sursa de energie (Co^{60}) ; *2* — conducta de tulbureală ; *3* — element de comparaţie ; *4* — contorul (camera) de lucru ; *5* — contor de comparaţie ; *6* — transformator vibrator ; *7—8* — bloc şi amplificator electronic ; *9* — motor reversibil ; *10* — element de înregistrare ; *11* — tablou de distribuţie.

transformatorului vibrator *6* (construcţie ŢLA), blocului electronic *7*, amplificatorului electronic *8*, motorului 9 şi aparatelor de înregistrare *10*. Alimentarea întregului bloc se realizează prin tabloul *11*. Pentru reglarea densităţii, ca şi în cazurile precedente, se poate folosi un dispozitiv de înregistrare cu un regulator electric sau pneumatic.

d) Schema reglării automate a măcinării cu ajutorul traductorului acustic

Atît în U.R.S.S. cît şi în S.U.A. s-au făcut studii aprofundate în legătură cu determinarea parametrului celui mai indicat pentru controlul măcinării, care să poată fi măsurat şi, în funcţie de variaţiile lui, să poată fi reglat procesul măcinării.

În felul acesta s-a găsit că unul dintre parametrii principali, în funcţie de care poate fi reglată operaţia de măcinare, este intensitatea zgomotului produs de bilele din moară.

Prin încercările sistematice efectuate s-a constatat că intensitatea zgomotului produs de bile în timpul măcinării variază cu cantitatea de minereu şi cu duritatea lui, adică cu productivitatea morii.

În diagrama din figura 7 este reprezentată variaţia efectivităţii măcinării (productivităţii la granulometria optimă) în funcţie de intensitatea zgomotului produs de bile.

De multe ori, morarii experimentaţi reglează cantitatea de minereu care intră în

moară după intensitatea zgomotului perceput de ureche. Reglarea după zgomotul interceptat de urechea omului s-a dovedit a nu fi corespunzătoare productivităţii optime şi de aceea s-a trecut la încercări cu „urechea electrică", adică cu un traductor acustic

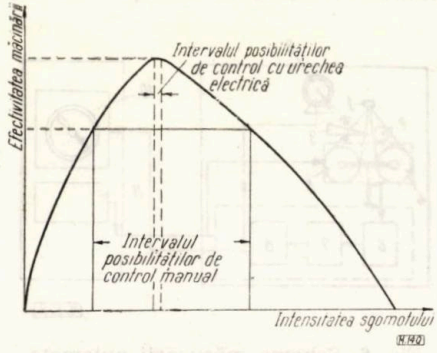


Fig. 7. Diagrama variaţiei efectivităţii de măcinare în funcţie de intensitatea zgomotului.

(microfon), care poate sesiza variaţii foarte mici ale intensităţii zgomotului.

Metoda de reglare a măcinării în funcţie de zgomot a fost introdusă în U.R.S.S., la combinatul din Norilsk şi la cel din Balhaş, dovedind că se comportă bine în exploatare.

În figura 8 este reprezentată schema reglării circuitului măcinare-clasare folosind traductorul acustic.

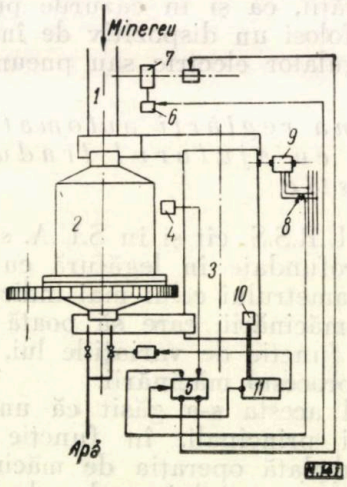


Fig. 8. Schema reglării automate a măcinării cu ajutorul traductorului acustic :

1 — alimentator ; *2* — moară ; *3* — clasor ; *4* — microfon acustic (traductorul) ; *5* — element de control şi înregistrare ; *6* — element de execuţie ; *7* — reductor ; *8* — transformator de curent ; *9* — motor de acţionare a greblelor ; *10* — tuburi piezometrice ; *11* — element de control şi înregistrare.

Moara *2* este alimentată cu minereu prin intermediul alimentatorului *1*. Moara funcţionează în circuit închis cu clasorul cu greble *3*. Microfonul *4*, care este montat în imediata apropiere a morii şi în aşa fel încît să nu fie influenţat de zgomotele exterioare, transmite dispozitivului de control *5*, după amplificare, variaţia intensităţii zgomotului, care se înregistrează pe o diagramă în mod proporţional cu capacitatea de prelucrare a morii. De la dispozitivul de control *5*, prin intermediul regulatorului electric al dispozitivului de execuţie *6* şi al unui reductor *7*, se transmite impulsul înregistrat, reducîndu-se sau mărindu-se viteza alimentatorului.

Prin dispozitivul de control *5* se primeşte şi semnalul de încărcare a greblelor clasorului cu ajutorul transformatorului de curent *8*, montat pe circuitul care alimentează motorul *9* de acţionare a greblelor.

La o creştere a încărcăturii de recirculaţie peste valoarea normală, puterea cerută de motor creşte proporţional, şi astfel regulatorul elementului *5* acţionează asupra alimentatorului, reducînd cantitatea de minereu introdusă în moară.

Pe lîngă reglarea cantităţii de minereu introdusă în moară, schema prevede şi reglarea automată a densităţii tulburelii.

Iniţial, în cadrul acestei scheme pentru măsurarea densităţii tulburelii în mod automat, s-a încercat folosirea unui traductor fotoelectric, care însă n-a dat rezultate bune, şi s-a trecut la traductorul cu tuburi piezometrice *10*, care transmite variaţiile densităţii şi le înregistrează separat pe dispozitivul de control *11*. Cu ajutorul regulatorului automat pneumatic este variată cantitatea de apă ce se dă la clasor prin intermediul unui robinet cu membrană, care poate fi reglat pneumatic.

e) Schema reglării automate a măcinării cu ajutorul traductoarelor electromagnetice

În afara intensităţii zgomotului bilelor, ca parametri ce pot fi măsuraţi şi în funcţie de variaţia cărora poate fi reglată operaţia de măcinare s-a stabilit, de asemenea, a fi indicaţi : cantitatea de minereu brut cu care este alimentată moara şi cantitatea de recirculaţie de la clasor.

Dintre traductoarele folosite pentru măsurarea acestor parametri au căpătat o largă răspîndire : selsinul şi traductorul inductiv (bobina cu miez mobil) atît pentru cantitatea de minereu care alimentează moara cît şi pentru cantitatea de recirculaţie de la clasor.

Schema din figura 9 este prevăzută cu traductoare electromagnetice şi este dată în exploatare din 1955 la Combinatul de wolfram şi molibden din Tîrnauz, Caucazul de

nord. Moara cu bile *1* lucrează în circuit închis cu clasorul cu greble *2*.

Minereul este introdus în moară cu ajutorul transportorului cu bandă *3*, pe care este instalat cîntarul *4*, tip LT. Pe una dintre barele cîntarului, care oscilează în sus și în jos, proporțional cu greutatea minereului, este amplasată o bobină cu miez mobil, care

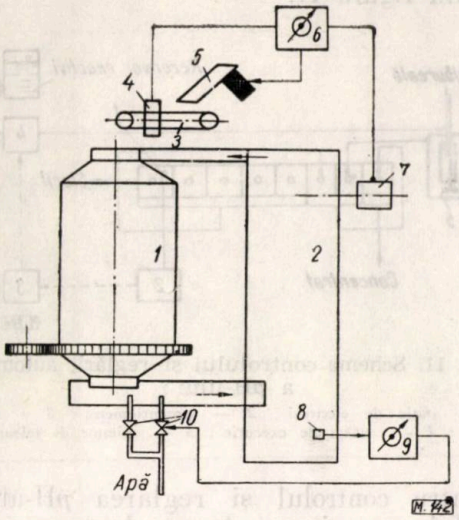


Fig. 9. Schema reglării automate a măcinării cu ajutorul traductoarelor electromagnetice :

1 — moară ; *2* — clasor ; *3* — transportor ; *4* — traductor ; *5* — alimentator electrovibrator ; *6* — element de înregistrare ; *7* — motorul clasorului ; *8* — stație piezometrică ; *9* — element de înregistrare ; *10* — robinet.

transmite diferența de greutate, sub forma unui semnal electric, la elementul de control, amplificare, înregistrare și reglare *6*. Acest element se construiește în serie în U.R.S.S. și se numește EPID-04.

După amplificare, semnalul electric, proporțional cu diferența de greutate, este înregistrat pe o diagramă polară, ale cărei 360° corespund cu 24 ore. În același timp, regulatorul automat electric comandă elementul de execuție, care în cazul schemei de față este un electromotor reversibil, ce acționează reostatul din circuitul curentului de excitație al alimentatorului electrovibrator *5*. În felul acesta, alimentatorul reduce sau mărește cantitatea de minereu care este introdus în moară prin intermediul transportorului cu bandă.

Pentru diferența cantității de recirculație de la clasor este instalat un transformator de curent, care transmite la elementul de control și reglare *6*, prin intermediul unei punți cu rezistențe, sarcina motorului, care acționează greblele clasorului și care este proporțională cu diferența cantității de circulație.

Reglarea densității tulburelii se face după sistemul Mehanobr, cu ajutorul traductorului cu tuburi piezometrice *8* și manometrul diferențial *9*, tip DKV. Apa la clasor se reglează cu ajutorul robinetului cu membrană *10*, tip PK.

f) Schema unificată de reglare a circuitului măcinare-clasare

Cercetătorii institutului de metale neferoase „Kalinin" din Moscova au făcut o analiză amănunțită a celor două sisteme de reglare a măcinării în funcție de zgomot și de cantitatea de alimentare și au ajuns la concluzia că metoda a doua este mai sigură, fiind mai puțin legată de parametrii indirecți — uzura căptușelii și a bilelor etc. — ca în cazul reglării după zgomotul bilelor.

În prezent însă, metoda reglării în funcție de cantitatea de alimentare este mai puțin elastică, datorită sistemului de reglare folosit.

Pentru mărirea elasticității acestei scheme, cercetătorii de la MITM propun schema unificată din figura 10, care are la bază folosirea sistemului pneumatic AUS. Acest

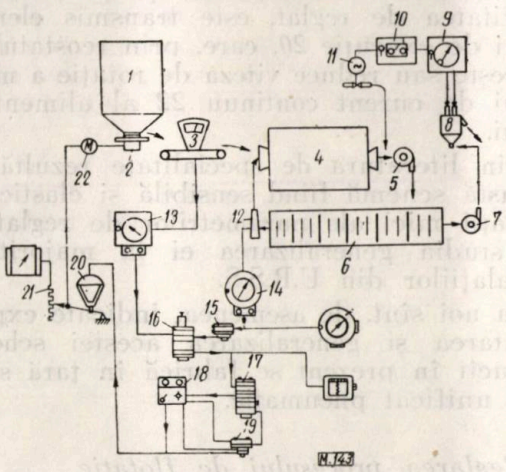


Fig. 10. Schema unificată de reglare automată a măcinării :

1 — siloz ; *2* — alimentator ; *3* — cintar cu traductor inductiv ; *4* — moară ; *5* — pompă ; *6* — clasor ; *7* — pompă ; *8* — stație piezometrică ; *9* — manometru diferențial ; *10* — regulator electric ; *11* — motor (element de execuție) ; *12* — traductor de poziție ; *13* și *14* — element de înregistrare ; *15* — bloc pneumatic de comparație ; *16* — bloc pneumatic de însumare ; *17* — bloc pneumatic de reglare ; *18* — bloc pneumatic de dirijare ; *19* — releu pneumatic ; *20* — element de execuție ; *21* — reostat ; *22* — motor de curent continuu.

sistem pneumatic este compus dintr-un complex de relee și blocuri : releele de comparație RS-33A, releele de însumare BS-34 A, blocul regulator 4-RB-32 A și aparatul de indicare tip 2-MP-30 V.

Urmărind schema din figura 10, vedem că: din silozul *1*, minereul, prin intermediul alimentatorului rotativ *2*, trece pe transportorul cu cîntar *3* și apoi în moara cu bile *4*.

Tulbureala din moară trece în clasorul cu greble *6*, cu ajutorul pompei *5*.

Densitatea tulburelii este măsurată cu tuburile piezometrice *8* și înregistrată cu ajutorul manometrului diferențial *9*, tip MDP-62, prevăzut cu regulatorul *10*, tip IR-130. De la regulator, prin elementul de execuție *11*, tip IMT-6/120, densitatea tulburelii se reglează prin acționare asupra cantității de apă.

Cantitatea de recirculație de la clasor se măsoară cu un traductor de poziție *12*, cu transformare proporțională a diferenței de greutate în impuls pneumatic, care se înregistrează pe aparatul *14*, tip MSP-270.

Diferența cantității de alimentare se transmite cu ajutorul unui traductor inductiv la aparatul înregistrator electronic *13*, tip EPID-03.. Cele două impulsuri pneumatice de la aparatele *13* și *14* se compară în blocul pneumatic *15*, tip BSO-15, se însumează în blocul pneumatic *16*, tip 2-RB-25 A, și trec sub forma unui singur impuls în blocul de reglare pneumatic *17*, tip 5 RB-9 A. Apoi, prin blocul de dirijare *18*, tip BD-18, și releul *19*, tip RP-17 A, impulsul, proporțional cu cantitatea de reglat, este transmis elementului de execuție *20*, care, prin reostatul *21*, mărește sau reduce viteza de rotație a motorului de curent continuu 22 al alimentatorului.

Din literatura de specialitate rezultă că, această schemă fiind sensibilă și elastică la variații mici ale parametrilor de reglat, se va studia generalizarea ei la majoritatea instalațiilor din U.R.S.S.

La noi sînt, de asemenea, indicate experimentarea și generalizarea acestei scheme, întrucît în prezent se fabrică în țară sistemul unificat pneumatic.

4. Reglarea procesului de flotație

Alături de alte metode de preparare pentru valorificarea minereurilor de toate tipurile, flotația ocupă unul dintre locurile principale.

Pentru parametrii de bază care pot influența procesul de flotație, pînă în prezent s-au inițiat, experimentat și introdus scheme de control și reglare numai în ceea ce privește *p*H-ul tulburelii și concentrația reactivilor de flotație.

a) Schema de control și reglare automată a concentrației ionilor de hidrogen

Una dintre cele mai răspîndite metode pentru controlul și reglarea automată a *p*H-ului este metoda potențiometrică. Această metodă dă posibilitatea să se măsoare *p*H-ul în mod continuu, fără a se lua probe speciale și fără ca ea să fie influențată de calitățile subiective ale operatorului.

Ca potențiometru electronic automat de înregistrare și prevăzut cu regulator se folosește potențiometrul tip EPP-09, de construcție „Lenteplopribor" din Leningrad.

În U.R.S.S., ca schemă de reglare a concentrației ionilor de hidrogen se folosește cea din figura 11.

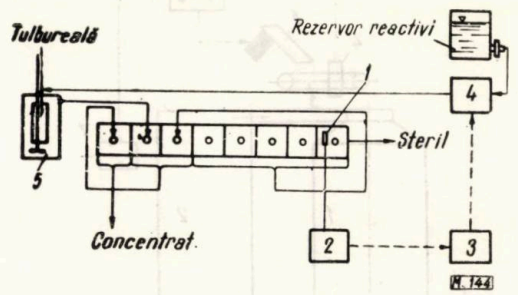


Fig. 11. Schema controlului și reglării automate a *p*H-ului :

1 — stație de electrozi ; *2* — potențiometru ; *3* — regulator ; *4* — element de execuție ; *5* — agitator de tulbureală.

Pentru controlul și reglarea *p*H-ului se mai folosește și metoda conductometrică, în special la concentrații ale *p*H-ului mai mari ca 12. Metoda n-a căpătat pînă în prezent o răspîndire largă, mai ales datorită lipsei de traductoare corespunzătoare.

b) Scheme pentru controlul și reglarea automată a consumului de reactivi în procesul de flotație

Cu ajutorul controlului reactivilor de flotație se poate stabili modul acțiunii reciproce dintre suprafețele particulelor de substanță minerală utilă și bulele de aer, se pot regla toate fenomenele fizico-chimice care au loc în tulbureala de flotație, reacțiile de oxido-reducere, schimbul de ioni, absorbția și desorbția.

Controlul regimului de reactivi este factorul esențial atît pentru teoria cît și pentru practica procesului de flotație.

În prezent, în automatizarea reglării consumului de reactivi cercetările urmează două orientări :

— în funcție de cantitatea de minereu prelucrat (procedeu folosit mai mult la instalațiile de flotație unde conținutul în substanță minerală utilă variază puțin) ;

— în funcție de concentrația ionilor din tulbureală (procedeu folosit acolo unde compoziția chimică mineralogică variază mult).

În cazul instalațiilor unde compoziția chimică mineralogică variază, dozarea reactivilor proporțional cu cantitatea minereului

prelucrat nu poate asigura menținerea concentrației optime a ionilor în tulbureală. Aceasta se explică prin faptul că consumul optim al reactivilor de flotație este funcție de o serie de factori, ca : densitatea tulburelii, mărimea suprafeței particulelor, proprietățile fizico-chimice ale mineralelor, compoziția chimică a apei, temperatura tulburelii, aerația tulburelii etc.

Dintre metodele de control și reglare a consumului de reactivi, în funcție de construcția ionilor din tulbureală, se pot cita următoarele :

— metoda potențiometrică ;
— metoda spectrofotometrică ;
— metoda radiometrică.

Metoda potențiometrică, din punct de vedere teoretic, are la bază același principiu ca și metoda reglării *p*H-ului.

Metoda spectroscopică poate fi folosită atît pentru determinarea căldurii reacțiilor chimice, cît și pentru analiza spectrală a compoziției chimice a substanței (atomică și moleculară). Analiza spectrală se bazează pe faptul că fiecare atom, moleculă sau ion dau frecvențe caracteristice în spectrul de radiație (spectrul de emisie), în spectrul de absorbție sau în spectrul de dispersie combinată.

Din punct de vedere teoretic, traductorul spectrofotometric de măsură a concentrației ionilor din tulbureală are la bază legea lui Ber-Lambert : absorbția fasciculului de lumină care cade pe substanța analizată este proporțională cu numărul moleculelor absorbante, n, din calea fasciculului :

$$\lg \frac{I_0}{I} = nK_\lambda ,$$

în care :

I reprezintă intensitatea luminii care a trecut prin substanță ;

I_0 — intensitatea luminii care cade pe substanța de analizat cu lungimea de undă λ ;

K_λ — coeficientul de absorbție a substanței pentru lungimea de undă λ.

În cazul temperaturii constante, n este proporțional cu Cd, în care :

C reprezintă concentrația particulelor care absorb lumina ;

d — grosimea cuvei cu soluția de analizat.

Astfel :

$$\lg \frac{I_0}{I} = K_\lambda Cd = D,$$

în care D reprezintă densitatea optică.

Soluția de xantat absoarbe lumină la o lungime de undă de aproximativ λ=3 000 Å.

Prezența altor ioni în soluție nu influențează măsurarea concentrației ionilor de xantat.

Pe baza acestor date, în U.R.S.S. s-a conceput și s-a elaborat un traductor spectral pentru controlul automat al concentrației reziduale a ionilor de xantogenat din soluție. În prezent s-a trecut la fabricarea lui industrială.

Sistemul automat, elaborat și experimentat, are structura din figura 12. Acest sistem este în circuit închis și lucrează în felul următor :

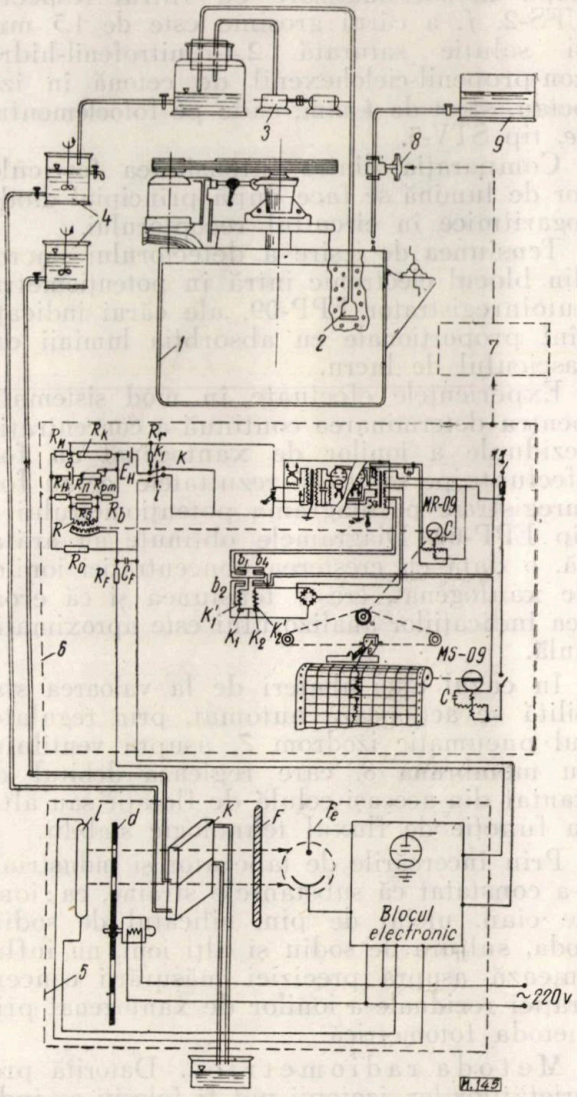


Fig. 12. Structura sistemului automat pentru controlul și reglarea consumului de xantat în instalațiile de flotație :
1 — celulă de flotație ; *2* — filtrul de sticlă nr. 4 ; *3* — pompă de vacuum ; *4* — rezervor (cu soluția de analizat și cu soluția-etalon) ; *5* — analizor spectral (traductor) ; *6* — potențiometru electronic automat tip EPP-09 ; *7* — regulator pneumatic izodrom ; *8* — ventil cu membrană (element de execuție) ; *9* — rezervor de xantat.

Cu ajutorul filtrului-nucă 2 și prin intermediul pompei de vacuum 3 se absoarbe în

mod continuu soluție din celula de flotație fixată pentru analiză, care se introduce în rezervorul cu agitator *4*. La începutul fiecărui schimb se mai pregătește și rezervorul *4'* (de capacitate aproximativ 10 l) cu soluție-etalon.

Atît soluția-etalon cît și cea de analizat trec continuu prin chiuvetele respective ale analizorului. Lumina de la lampa de mercur PRK-4, *l*, modulată de discul perforat *d*, trece pe rînd prin chiuvetele cu soluții *k* și, după monocromatizare cu filtrul respectiv UFS-2, *f*, a cărui grosime este de 1,5 mm, și soluție saturată 2,4-dinitrofenil-hidrazon-propenil-ciclohexenil de cetonă în izooctan, strat de 4 mm, cade pe fotoelementul, *fe*, tip STV-3.

Comparația dintre intensitatea fasciculelor de lumină se face după principiul diodei logaritmice în circuitul receptorului.

Tensiunea de ieșire a detectorului sincron din blocul electronic intră în potențiometrul autoînregistrator EPP-09, ale cărui indicații sînt proporționale cu absorbția luminii din fasciculul de lucru.

Experiențele efectuate în mod sistematic pentru determinarea continuă a concentrației reziduale a ionilor de xantogenat au fost efectuate pe soluții și rezultatele lor au fost înregistrate pe diagrama potențiometrului *6*, tip EPP-09. Diagramele obținute au arătat că, o dată cu creșterea concentrației ionilor de xantogenat, crește tensiunea și că eroarea indicațiilor analizorului este aproximativ nulă.

În cazul unei abateri de la valoarea stabilită se acționează automat, prin regulatorul pneumatic izodrom *7*, asupra ventilului cu membrană *8*, care reglează debitul de xantat din aceeași celulă de flotație sau alta, în funcție de fluxul tehnologic stabilit.

Prin încercările de laborator și industriale s-a constatat că substanțele străine, ca: ionii de cian, uleiul de pin, silicatul de sodiu, soda, sulfura de sodiu și alți ioni, nu influențează asupra preciziei măsurării concentrației reziduale a ionilor de xantogenat prin metoda fotometrică.

Metoda radiometrică. Datorită proprietăților lor, izotopii pot fi folosiți ca indicatori radioactivi. Așa-numita metodă a atomilor marcați, sau radiometrică, a căpătat o largă răspîndire în analiza proceselor tehnologice, aproape pentru toate ramurile industriei.

Pentru procesul de flotație, această metodă este indicată datorită specificului de continuitate a procesului tehnologic al regimului de reactivi.

Totuși, pînă în prezent, metoda se află în fază experimentală, întrucît sînt încă greutăți în legătură cu probleme de tehnica securității muncii și, de asemenea, în legătură cu găsirea unui traductor corespunzător condițiilor pe care le impune procesul de flotație.

5. Reglarea proceselor hidrogravitice

Dintre metodele de preparare mecanică ce fac parte din procesele hidrogravitice și pentru care s-au introdus în străinătate scheme de automatizare sînt: hidrociclonarea, zețajul și separarea în suspensii.

a) Schema reglării automate a hidrociclonului

Hidrociclonul capătă în ultimul timp o răspîndire din ce în ce mai largă.

Pentru a obține parametri de lucru superiori cu aceste aparate, s-au propus diferite scheme de control și reglare automată. În figura 13 este prezentată schema elaborată de Institutul Mehanobr.

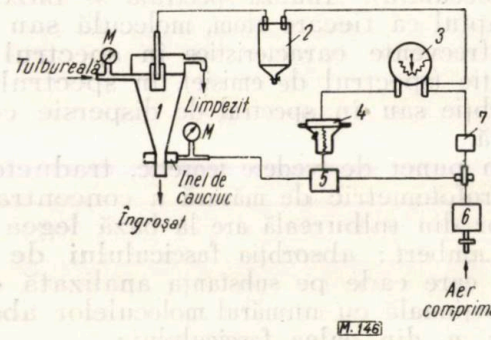


Fig. 13. Schema reglării automate a hidrocicloanelor:

1 — hidrociclon; *2* — rezervor de vacuum; *3* — element de înregistrare; *4* — element de execuție; *5* — robinet pneumatic; *6* — filtru de aer; *7* — reductor de presiune.

Procesul tehnologic de hidrociclonare este reglat în funcție de deschiderea orificiului de evacuare a îngroșatului.

În schema de față, orificiul de evacuare este realizat dintr-un inel de cauciuc care, în funcție de presiunea aerului comprimat din interior, poate să-și varieze secțiunea interioară.

Procesul tehnologic este normal cînd presiunea de intrare a tulburelii este constantă. În cazul cînd variază presiunea de intrare, variază și depresiunea ce se creează în interiorul hidrociclonului. La scăderea presiunii, elementul de înregistrare, prin regulatorul pneumatic și organul de execuție (ventilul cu membrană), deschide robinetul conductei de aer comprimat și micșorează secțiunea de evacuare a îngroșatului, datorită aerului care intră în inelul de cauciuc.

b) Schema reglării automate a procesului de separare în medii dense

Menținerea constantă a densității suspensiei prin control și reglare automată se poate realiza atît prin schemele descrise la capitolul reglarea circuitului măcinare-clasare cît și cu ajutorul schemei din figura 14.

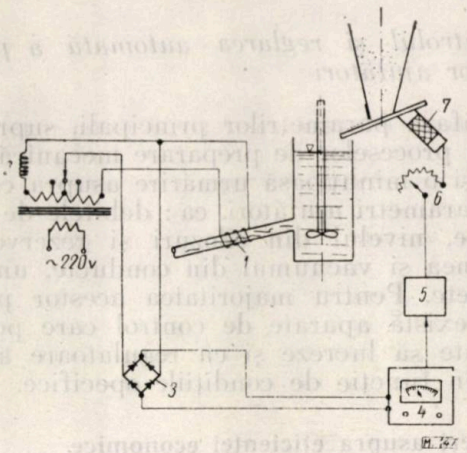


Fig. 14. Schema de control și reglare automată a densității suspensiei :

1 — traductor inductiv ; *2* — bobină de reactanță ; *3* — redresor ; *4* — element de înregistrare ; *5* — element de execuție ; *6* — reostat ; *7* — alimentator electrovibrator.

Această schemă este mai simplă și ea se pretează la suspensii de ferosiliciu, întrucît traductorul folosit pentru măsură este inductiv și deci reglarea se face în funcție de creșterea permeabilității mediului ce trece prin conductă. La echilibru, curenții din traductorul inductiv și din bobina de reactanță sînt egali și de sens contrar, ceea ce face ca pe diagrama elementului înregistrator să nu apară nici o variație a densității. În caz contrar, la o variație a densității se schimbă și valoarea curentului prin traductorul inductiv. Aceasta duce la un dezechilibru al celor doi curenți, care este proporțional cu variația densității. Prin intermediul unui regulator electric și al unui element de execuție se acționează asupra alimentatorului vibrator, care rectifică densitatea mediului prin reducerea sau mărirea cantității de material îngreunător (ferosiliciu granulat), ce se introduce în agitatorul de omogenizare. La creșterea densității, materialul îngreunător se reduce proporțional, și invers în caz contrar.

6. *Reglarea proceselor electromagnetice*

Separarea electromagnetică, atît umedă cît și uscată, în cîmpuri slabe sau puternice, este din ce în ce mai folosită în toate țările, ca urmare a reducerii rezervelor de zăcăminte de minereuri feroase cu conținuturi ridicate și a apariției necesității preparării mecanice a sorturilor sărace.

În acest caz, pentru obținerea unor indici tehnologici superiori se impune, ca și în cazul altor operații, un control riguros al procesului tehnologic.

Un parametru important în procesul separării magnetice este conținutul în metal.

Controlul rapid al conținutului în fier are cea mai mare importanță în dirijarea procesului.

Prin introducerea schemei din figura 15, elaborată de VNIIAS din Leningrad, se poate controla automat conținutul în fier.

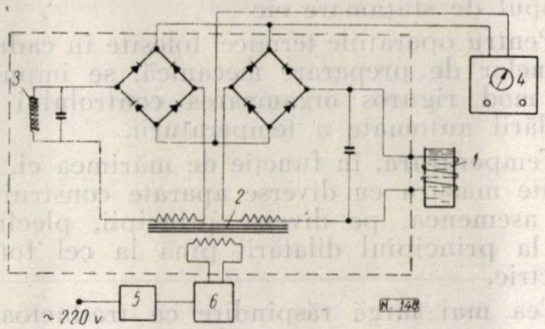


Fig. 15. Schema controlului automat al conținutului în fier :

1 — traductor inductiv ; *2* — transformator de înaltă frecvență ; *3* — reactanță de comparație ; *4* — element de înregistrare ; *5* — stabilizator de tensiune ; *6* — generator de frecvență audio.

Principiul de funcționare este identic cu cel din schema din figura 14.

În figura 16, ca aplicare a acestei metode, este reprezentată schema reglării intensității cîmpului magnetic la un separator umed cu tamburi, în funcție de conținutul în fier al sterilului.

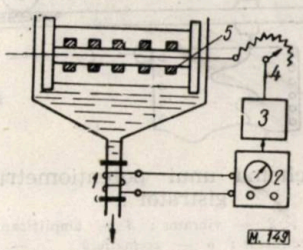


Fig. 16. Schema reglării automate a separatoarelor magnetice :

1 — traductor ; *2* — element de înregistrare ; *3* — element de execuție ; *4* — reostat ; *5* — electromagnet.

7. *Reglarea proceselor termice*

Procesele termice, ca și cele de hidrometalurgie, ocupă din ce în ce mai mult loc în cadrul operațiilor de preparare mecanică a substanțelor minerale utile. De obicei, ele intervin ca metode auxiliare în fluxul teh-

nologic de preparare. Astfel, ca procese termice utilizate în mod curent de către preparatorişti se pot menţiona prăjirile magnetizante, uscarea minereului sau a produselor preparării, depresarea colectorilor după flotaţiile colective, aglomerarea concentratelor fine, arderea peletelor etc.

În cazul operaţiilor termice există o complexitate de factori care pot influenţa indicii tehnico-economici ai procesului tehnologic. Dintre ei se menţionează: temperatura în diverse puncte ale procesului, compoziţia gazului în diverse puncte ale procesului, consumul de combustibil, aer, apă, cantitatea materialului supus acestor operaţii, timpul de staţionare etc.

Pentru operaţiile termice, folosite în cadrul uzinelor de preparare mecanică, se impune în mod riguros organizarea controlului şi reglării automate a temperaturii.

Temperatura, în funcţie de mărimea ei, se poate măsura cu diverse aparate construite, de asemenea, pe diverse principii, plecînd de la principiul dilatării pînă la cel fotoelectric.

Cea mai largă răspîndire ca traductoare au căpătat-o pirometrele termoelectrice (termoelementele), iar ca aparate de control, înregistrare şi comandă — potenţiometrele electronice (fig. 17).

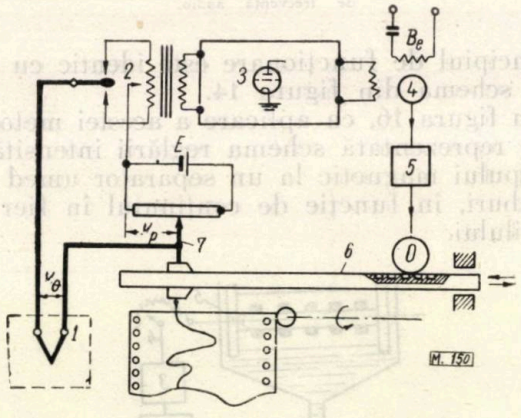


Fig. 17. Schema unui potenţiometru înregistrator:

1 — traductor; *2* — vibrator; *3* — amplificator; *4* — rotor; *5* — reductor; *6* — cremalieră; *7* — peniţa şi cursorul.

Potenţiometrul înregistrator, reprezentat în schema din figura 17, este folosit pentru înregistrarea temperaturii cuptoarelor sau a altor instalaţii de încălzire. Temperatura se măsoară cu ajutorul termocuplului (traductorul). Tensiunea termoelectromotoare (U_θ) care apare, este proporţională cu temperatura. Această tensiune se compară cu o tensiune constantă (U_p) luată de pe un potenţiometru.

Diferenţa celor două tensiuni se aplică unui amplificator, la intrarea căruia se găseşte un vibrator. Tensiunea amplificată este aplicată apoi bobinei de comandă a unui motor asincron trifazic, care, prin intermediul unui reductor, deplasează echipajul mobil al aparatului înregistrator.

Motorul se opreşte cînd tensiunea de intrare devine zero, adică atunci cînd $U_\theta = U_p$ adică temperatura a revenit la valoarea prescrisă.

8 *Controlul şi reglarea automată a parametrilor ajutători*

În afara parametrilor principali, supravegherea proceselor de preparare mecanică impune şi o minuţioasă urmărire asupra celorlalţi parametri ajutători, ca: debitele de apă şi gaze, nivelul din silozuri şi rezervoare, presiunea şi vacuumul din conducte, umiditatea etc. Pentru majoritatea acestor parametri există aparate de control care pot fi adaptate să lucreze şi cu regulatoare automate în funcţie de condiţiile specifice.

Aprecieri asupra eficienţei economice

Aportul economic pe care îl poate aduce automatizarea este deosebit de important, dacă ne gîndim la legea de bază, care stă în faţa cadrelor de tehnicieni, ingineri şi oameni de ştiinţă din etapa actuală, de dezvoltare a bazei tehnico-materiale, pentru desăvîrşirea construcţiei socialismului. Se ştie că baza tehnico-materială a socialismului este marea industrie automatizată. În această etapă, tehnica nouă trebuie să pătrundă în toate domeniile economiei naţionale. Totuşi, eficienţa economică reprezintă un factor important în ceea ce priveşte trecerea la automatizare.

În afară de determinarea prin calcul, pentru determinarea eficienţei economice în mod precis sînt necesare experimentări industriale pe o perioadă de cel puţin şase luni.

Prin încercări se culeg date în legătură cu calitatea produselor, consumul de materiale, energie şi reactivi, pierderile în steril etc.

Aceste date se compară cu cele obţinute anterior automatizării şi se stabileşte nivelul efectului economic, deci al volumului de economii prevăzute să se obţină în mod practic. La determinarea eficacităţii economice a introducerii automatizării trebuie să se ţină seamă, pe de o parte, de efortul de cheltuieli concretizat în investiţii şi costuri de exploatare, iar pe de altă parte de volumul de economii obţinute, care în general este mai mare.

Din literatura de specialitate rezultă că automatizarea instalaţiilor de preparare este rentabilă dacă amortizarea (investiţiile necesare automatizării raportate la economiile ce

se pot realiza prin introducerea automatizării) nu depăşeşte trei ani.

Trebuie menţionat că, în calculele ce se fac pentru determinarea eficacităţii automatizării instalaţiilor de preparare, de obicei nu se ţine seamă şi de economiile ce revin indirect pe ansamblul economiei naţionale, datorită ridicării calităţii concentratelor şi obţinerii unor randamente metalurgice superioare, precum şi datorită creşterii de metal din rezerve proprii prin reducerea pierderilor în steril.

Concluzii

În etapa actuală, problema introducerii controlului şi reglării automate a parametrilor principali din instalaţiile de preparare este o sarcină permanentă a sectoarelor de cercetări şi proiectări de pe lîngă trusturi şi întreprinderi miniere.

Automatizarea proceselor tehnologice se impune datorită nivelului de dezvoltare a tehnicii şi tendinţelor actuale de obţinere a unor indici tehnico-economici maximali. Productivitatea unui aparat sau utilaj depinde de regimul lui de funcţionare.

În cazul unui regim de funcţionare just şi riguros constant, adică în cazul unei supravegheri automate, randamentul utilajului respectiv este sensibil mai mare decît în cazul unui control manual.

Reglarea automată a proceselor de producţie este unul dintre mijloacele de bază ale dezvoltării bazei tehnico-materiale a socialismului, mijlocul cel mai important pentru asigurarea progresului tehnic, a ritmului înalt de creştere a productivităţii muncii, a reducerii preţului de cost şi îmbunătăţirii calităţii produselor.

Indicii de îmbogăţire şi de selectivitate a concentratelor — extracţiile în substanţă minerală utilă — trebuie să devină mai mari, iar pierderile în minerale utile să se reducă cît mai mult.

Rezolvarea acestor probleme se realizează pe baza perfecţionării schemelor tehnologice şi prin introducerea pe scară largă a mecanizării şi automatizării proceselor.

Din materialul prezentat rezultă că există numeroase posibilităţi de introducere a controlului şi reglării automate a parametrilor de bază şi auxiliari din instalaţiile noastre de preparare mecanică.

Obţinerea unor rezultate în această problemă impune, desigur, şi formarea cadrelor cu calificare şi experienţă corespunzătoare.

Bibliografie

[1] Han, G. A. *Oprobovanie, kontrol i avtomaticeskoe regulirovanie protessov obogaşcenia.* Metallurghizdat, Moskva, 1958.

[2] Dianov-Klokov, B. I. *Logarifmiceskii fotometr dlea oblast 0,7—0 2 microni.* În: PTE (Priborî i tehnika eksperimenta), nr. 6/1959.

[3] Guran, M. şi Han, G. A. *Avtomaticeskii beskontaktnîi metod opredelenia ostatocinoi konţentraţii ionov ksantogenata v ratvore.* În: Buletinul ŢIIN-ŢM, Moskva, nr. 21/1960.

[4] Oppelt, V. *Osnovî tehniki avtomaticeskovo regulirovania.* Gosenergoizdat, Moskva, 1960.

[5] Krug, G. K. şi Krug, E. K. *Elementele electrice de corecţie din montajele de control şi reglare automată.* Editura tehnică, Bucureşti, 1961.

[6] Harnauer, W. *Automatisation industrielle.* Dunod, Paris, 1959.

[7] Grigoriu, I. şi Badea, L. *Controlul şi reglarea automată în tehnologiile chimice.* Editura tehnică, Bucureşti, 1959.

[8] *** *Manualul inginerului termotehnician.* Editura tehnică, Bucureşti, 1962.

[9] Guran, M. *Posibilităţile de automatizare a instalaţiilor de preparare mecanică.* În: Revista Minelor, Bucureşti, nr. 12/1957.

[10] Guran, M. şi Han G. A. *Cercetări pentru folosirea electrodului de cupru în determinarea concentraţiei reziduale de xantat.* În: Revista Minelor, Bucureşti, nr. 7/1960.

Problemele preparării sării geme din soluţii concentrate (saramuri)

Ing. M. Dogaru

Cele mai răspîndite metode de obţinere a sării din zăcăminte impure sînt cele bazate pe dizolvarea şi separarea ei din saramură.

Sarea obţinută din saramură are un preţ de cost mult mai mare în comparaţie cu sarea gemă obţinută prin metode de preparare mecanică, dar se prezintă de obicei cu o granulaţie mai omogenă şi o culoare mai albă, calităţi care o fac să fie foarte căutată ca sare de masă, deşi din punctul de vedere al conţinutului chimic nu prezintă deosebiri esenţiale faţă de sarea pură preparată mecanic.

Separarea apei din saramură se poate face pe cale fizică, prin îngheţare sau prin eliminarea ei în stare de vapori, şi pe cale chimică, sub formă de gaz (prin electroliză), sau prin introducerea în soluţia de sare a unor substanţe chimice, de obicei acizi halogenaţi.

Separarea apei din saramură pe cale chimică s-a aplicat, în mod cu totul izolat, numai la cîteva întreprinderi din Anglia.

Dintre toate procedeele de separare a apei din saramură, în prezent se aplică, de preferinţă, evaporarea, asupra căreia vom insista în articolul de faţă.

Pentru studierea problemelor ce se pun în legătură cu evaporarea saramurii, este necesar să se cerceteze proprietăţile saramurii, purificarea acesteia şi instalaţiile pentru preîncălzirea ei, apoi procesul evaporării, detaliile instalaţiilor de evaporare, diferite tipuri de bazine şi evaporatoare, procedee şi instalaţii pentru încălzirea vaselor de fierbere, instalaţii pentru extracţia sării din bazin şi evaporatoare, instalaţii de uscare şi procedeele de sortare şi depozitare.

Analizarea tuturor acestor probleme depăşeşte limitele articolului de faţă; totuşi vom căuta să prezentăm acele aspecte tehnologice care sînt necesare pentru clarificarea procesului evaporării saramurii, cît şi problemele noi care prezintă importanţă pentru extinderea acestei metode în ţara noastră.

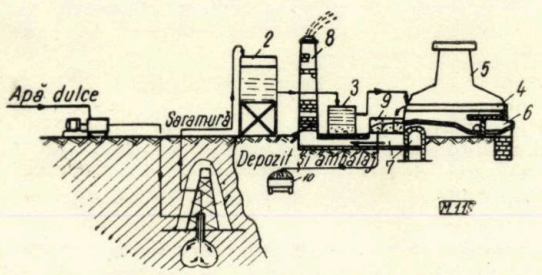


Fig. 1. Schema instalaţiei de evaporare a saramurii de la Salina Cacica:

1 — sondă subterană; *2* — rezervor de saramură; *3* — vas de purificare; *4* — bazin plat de evaporare; *5* — hotă şi coş de vapori; *6* — focar; *7* — canale de fum; *8* — coş de fum; *9* — cuptoare de uscare; 10 — vagonet cu sare uscată.

În prezent, în ţara noastră există o singură instalaţie industrială pentru evaporarea saramurii, la Salina Cacica, care foloseşte două vechi bazine deschise de evaporare, încălzite cu foc direct, care funcţionează alternativ. Schema principială a acestei instalaţii este prezentată în figura 1.

I. A. Proprietăţile saramurii

Proprietăţile saramurii care interesează în procesul de evaporare sînt:

a) Concentraţia — proprietate strîns legată de solubilitatea sării în apă în diferite condiţii de temperatură (fig. 2, 3 şi 4). Presiunea influenţează foarte

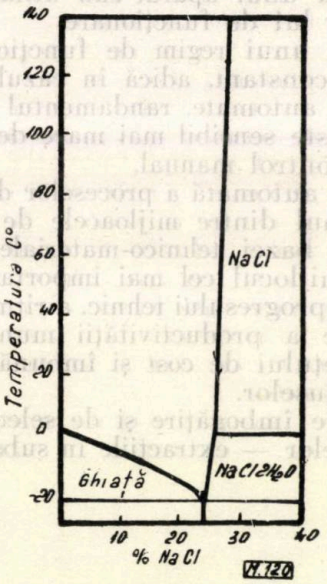


Fig. 2. Curba de solubilitate a clorurii de sodiu în apă la diferite temperaturi.

puţin procesul de solubilitate a sării. Din figura 2 reţinem că cel mai mic conţinut de sare într-o soluţie saturată este de 26,3% la temperatura de —14°C şi la presiunea atmosferică, iar cel mai mare conţinut este de 29,4% la temperatura de +107,9°C şi la presiunea atmosferică.

b) Variaţia volumului (concentraţia), în cazul unei saramuri saturate şi al unei variaţii de temperatură de la 15 la 150°C, ajunge pînă la maximum 5%.

c) Conductibilitatea termică creşte cu conţinutul de sare al saramurii.

d) Căldura specifică scade cu conţinutul de sare al saramurii.

e) Conductibilitatea electrică creşte cu conţinutul de sare al saramurii.

f) Capacitatea de evaporare scade cu conţinutul de sare al saramurii.

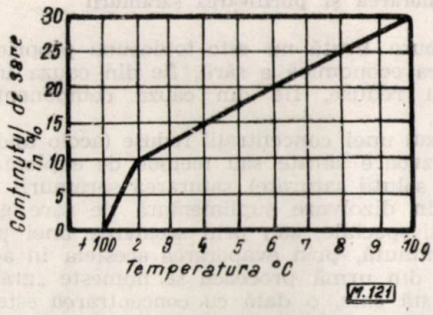


Fig. 3. Graficul temperaturii de fierbere a saramurii.

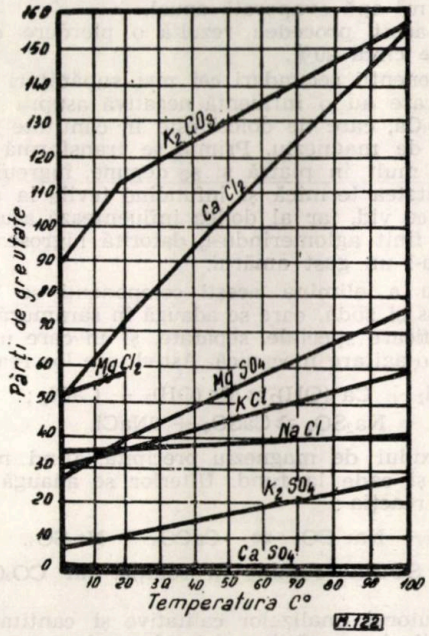


Fig. 4. Graficul gradului de solubilitate al unor săruri.

g) Greutatea specifică (g/cm³) depinde de conţinutul de sare al saramurii. Greutatea specifică a saramurii este mai ridicată decît a componenţilor ei. Această proprietate nu este pe deplin cercetată, iar conţinutul de sare al soluţiei nu se poate calcula direct din greutatea specifică. Pentru calcule trebuie stabiliţi experimental diferiţi coeficienţi. În scopuri practice s-au calculat tabele care redau conţinutul de sare pentru toate greutăţile specifice sau densităţile, în diviziuni de 1/10 000 la temperatura de 15°R (18,75°C).

B. Procesele fizico-chimice din timpul fierberii şi evaporării

Într-un proces de evaporare se întîlnesc următoarele produse: sare evaporată, spumă de sare, nămol de sare, crustă sau piatră, lipită pe fundul vasului, şi leşie reziduală.

Sarea evaporată se va obţine de granulaţie fină, mijlocie sau mare, după temperatura de fierbere.

Astfel, la temperatra apropiată de cea de fierbere, rezultă sare fină, la 70—90°C se separă sare de granulaţie mijlocie, ale cărei cristale au muchii de 2—4 mm, iar la temperatura de 50—70°C rezultă sare cu cristale mai mari de 4 mm.

Sub 40°C tabla bazinului rugineşte şi sarea se colorează în galben.

Cristalizarea sării are loc în special la suprafaţă, unde cristalele la început sînt mici, apoi se măresc, luînd o formă de piramidă, hexaedru, cub sau prismă (fig. 5) şi, pe măsură ce se măreşte, se afundă pînă se depune pe fundul bazinului.

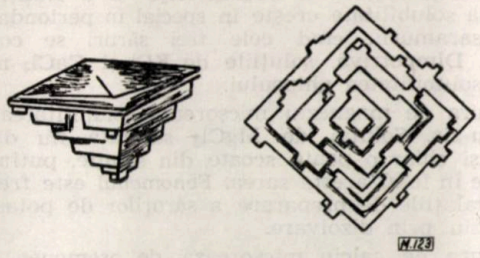


Fig. 5. Cristale de sare produse în bazinele de evaporare.

Procesul de cristalizare depinde de compoziţia chimică a saramurii şi de procedeele de evaporare a apei. Amintim că apa şi compoziţia chimică a zăcămîntului determină compoziţia chimică a saramurii. Orice variaţie în compoziţia chimică a zăcămîntului sau a apei are influenţă esenţială asupra procesului de fierbere a saramurii.

În unele cazuri, evaporarea apei şi cristalizarea sînt împiedicate de formarea unei cruste (pojghiţă) compacte, ce apare pe suprafaţa saramurii, formată din cristale de sare aderente unele de altele şi care nu cad la fundul bazinului. Aceasta reduce considerabil productivitatea bazinului sau a evaporatorului.

Formarea crustei este un fenomen explicat în mod diferit de diferiţi cercetători, care recomandă reţete diferite pentru înlăturarea ei. Cercetătorii polonezi au constatat că această pojghiţă se compune din 98,67% NaCl şi 0,82% SO_4Ca şi consideră că s-a format prin reacţia concomitentă a sulfatului de calciu şi magneziu cu bicarbonatul de calciu.

În schimb, cercetătorul german M. Schmidt consideră că formarea crustei se datoreşte absorbţiei bulelor de aer pe suprafaţa cristalelor de sare elementare şi aglomerării acestora cu cristale de săruri secundare. Bulele de aer învinge forţa gravitaţiei şi nu permit cristalelor de sare să cadă la fund, iar sărurile secundare sînt un factor care le lipeşte între ele pe o suprafaţă mare. El dă următoarea compoziţie a crustei: 97% NaCl; 0,58% SO_4Ca; 0,5% $MgCl_2$ şi 0,12% $CaCl_2$.

Cercetătorii recomandă, pentru înlăturarea crustei, acidularea saramurii, astfel ca valoarea *pH* să fie cuprinsă între limitele 3,5—2,5, cînd are loc o bună cristalizare a sării, şi propun stropirea suprafeţei saramurii cu soluţii fierbinţi de $MgCl_2$, $CaCl_2$, SO_4Mg, SO_4Na_2, SiO_3Na_2 sau alaun de potasiu şi aluminiu. În felul acesta, cirstalele din crustă trebuie să cadă la fundul bazinului în mod mecanic.

În timpul fierberii survine, în afara separării sării, şi o serie de alte procese cu alţi componenţi.

Succesiunea acestor procese depinde de raporturile cantitative ale componenţilor în saramura respctivă. De cele mai multe ori, dintre aceşti componenţi fac parte: bicarbonaţi dubli de calciu şi magneziu [$Ca(HCO_3)_2$ şi $Mg(HCO_3)_2$], carbonat de calciu (CO_3Ca), carbonat de sodiu (CO_3Na_2), sulfat de magnegiu (SO_4Mg10H_2O), ghips ($SO_4Ca_2H_2O$), sulfat de sodiu, sau sarea lui Glauber ($NaSO_410H_2O$), clorură de magneziu ($MgCl_2$), clorură de calciu ($CaCl_2$).

Bicarbonații de calciu și magneziu se descompun la temperaturi mai ridicate (dar sub temperatura de fierbere a saramurii) în carbonați de calciu și magneziu insolubili și bioxid de carbon, conform reacției :

$$Ca(HCO_3)_2 = CO_3Ca + H_2O + CO_2;$$
$$Mg(HCO_3)_2 = MgCO_3 + H_2O + CO_2.$$

Ghipsul își micșorează solubilitatea cu creșterea temperaturii, însă asupra lui, pe lîngă temperatură, mai influențează și alte săruri, care se găsesc simultan în saramură. Astfel, solubilitatea ghipsului crește în prezența $MgCl_2$, a SO_4Mg10H_2O și a NaS_410H_2O. Această solubilitate crește în special în perioada fierberii saramurii, cînd cele trei săruri se concentrează. Dimpotrivă, soluțiile de KCl și $CaCl_2$ micșorează solubilitatea ghipsului.

Clorura de magneziu micșorează solubilitatea sării propriu-zis. Soluția de $MgCl_2$ saturată nu dizolvă sarea și chiar o poate scoate din soluție, putîndu-se extrage în felul acesta sarea. Fenomenul este frecvent în instalațiile de preparare a sărurilor de potasiu și magneziu prin dizolvare.

Clorura de calciu micșorează, de asemenea, solubilitatea sării ; totuși ea nu poate exista în prezența SO_4Mg, din cauza reacției dintre ele :

$$CaCl_2 + MgSO_4 = SO_4Ca + MgCl_2.$$

O reacție similară are loc și în prezența SO_4Na_2 :

$$CaCl_2 + SO_4Na_2 = SO_4Ca + 2NaCl.$$

Această reacție, în funcție de raporturile cantitative existente, se poate produce total sau rămîne în soluție un exces de $CaCl_2$ sau Na_2SO_4.

Spuma de sare (nu crusta de suprafață) se formează în timpul evaporării și este de culoare brună. Această spumă se compune din substanțe organice, ghips, carbonat de calciu și magneziu, cantități mici de sulfați de magneziu, sodiu și potasiu. Această spumă, spre deosebire de crustă, se poate separa ușor cu o greblă.

Nămolul de sare cade în timpul fierberii la fundul bazinului și conține, pe lîngă sare, sulfați de calciu și sodiu, îndeosebi sare dublă de sulfat de sodiu și calciu [$Na_2Ca(SO_4)_2$]. Nămolul de sare poate avea o întrebuințare terapeutică.

Piatra din fundul bazinului se formează prin arderea sării și a ghipsului. Stratul de piatră este mai gros în părțile mai încălzite ale bazinului, ajungînd pînă la 10 cm grosime.

În secțiune, piatra nu apare ca o masă omogenă, ci are dungi de culori mai închise sau mai deschise.

Compoziția chimică a acestei pietre este :

NaCl	89,65%
SO_4Ca	6,36%
MgO	2,56%
Fe_2O_3	1,06%
Al_2O_3	0,19%

Formarea pietrei este o parte negativă a procesului de evaporare și scade conductibilitatea termică, provocînd chiar arderea tablei din care este constituit bazinul sau înfundarea țevilor în evaporatoarele cu vid.

Soluția reziduală are culoare gălbuie și miros neplăcut. Greutatea specifică este de 1,2—1,28. O cantitate mare de soluție reziduală poate da sării o culoare gălbuie-roșiatică și chiar un gust amar. Ea conține, după terminarea fierberii și extragerii, cantități mai mari sau mai mici de clorură de sodiu și săruri care se dizolvă ușor : $MgCl_2$; SO_4K_2 ; SO_4Na_2 ; SO_4Mg ; KCl și săruri de brom și iod.

Această soluție poate fi utilizată în baie sau la prepararea unor ape curative. Aburii degajați conțin părți de sare cu reacție acidă din cauza HCl rezultat, probabil, din descompunerea $CaCl_2$ și $MgCl_2$.

C. Ameliorarea și purificarea saramurii

Saramura brută nu este totdeauna proprie pentru obținerea economică a sării, fie din cauza unei concentrații reduse, fie din cauza componenților secundari.

În cazul unei concentrații reduse (acolo unde se folosesc izvoare sărate sau metode de exploatare care nu dau soluții saturate), saturarea saramurii se poate face prin dizolvare suplimentară de sare gemă, în instalații speciale, sau prin scoaterea unei părți din apa conținută, prin evaporarea acesteia în aer liber.

Acest din urmă procedeu se numește „gradulație". Pe această cale, o dată cu concentrarea este posibil să se separe și o parte din componenții secundari.

Prin expunerea la soare se poate ajunge la o concentrație a saramurii de maximum 24%.

S-a obținut practic pe 1 m^2 suprafață a instalației circa 7 m^3 apă evaporată anual.

Prin acest procedeu rezultă o pierdere de saramură de circa 20%.

Componenții secundari cei mai supărători ai saramurii, care au o influență negativă asupra fierberii, sînt SO_4Ca, care de obicei este în cantitate mare, și clorura de magneziu. Primul se transformă cantitativ mai mult în piatră și se depune, îngreuind conductibilitatea termică și înfundînd țevile la evaporatoarele cu vid, iar al doilea influențează asupra produsului finit aglomerîndu-l, datorită higroscopicității, și dîndu-i un gust amărui.

Pentru a elimina acești componenți se folosește var stins și sodă, care se adaugă în saramură în vase de purificare speciale, separate, și în care uneori se face și o agitare mecanică. Astfel, are loc reacția :

$$MgCl_2 + Ca(OH)_2 \rightleftarrows Mg(OH)_2 + CaCl_2;$$
$$CaCl_2 + Na_2SO_4 \rightleftarrows CaSO_4 + 2NaCl.$$

Hidroxidul de magneziu precipită, fiind mai greu solubil, și cade la fund. Ulterior se adaugă sodă și are loc reacția :

$$CaSO_4 + Na_2CO_3 \rightleftarrows CaCO_3 + Na_2SO_4,$$

în care SO_4Na_2 rămîne în soluție, iar CO_3Ca cade la fund.

Cu ajutorul analizelor calitative și cantitative ale saramurii și greutăților moleculare ale compușilor se calculează cantitățile de var și sodă necesare. Operația de purificare durează circa 30 ore, după care se face o decantare, trecîndu-se saramura în alte vase, și chiar o filtrare.

Mai sînt și alte metode chimice de purificare a saramurii, însă toate prezintă anumite părți negative, în special în ceea ce privește valoarea lor economică. În această privință, pe lîngă costul reactivilor de purificare și posibilitățile de procurare a lor, mai joacă rol și viteza de reacție, care reclamă uneori purificatoarea costisitoare și agitatoare puternice.

D. Preîncălzirea saramurii

Preîncălzirea saramurii, înainte de a fi introdusă în bazin sau evaporator, este necesară pentru :

a) reducerea consumului de căldură în procesul de evaporare ;

b) reducerea duratei de evaporare cu un interval de timp necesar saramurii reci pentru ridicarea temperaturii pînă aproape de temperatura de fierbere, ceea ce poate însuma 15% din durata totală a evaporării ;

c) precipitarea parțială a unor componenți secundari, îmbunătățindu-se astfel condițiile de cristalizare.

Preîncălzirea saramurii poate fi realizată într-o instalație de evaporare cît mai economic, în funcție de schema de evaporare adoptată, prin utilizarea căldurii cuprinse în : gazele de ardere ieșite de la bazinul de evaporare, gazele dezvoltate în procesul de evaporare, vaporii condensați, aburul utilizat de la mașinile cu abur, sau prin încălzirea cu focar direct.

E. Instalații de evaporare

Evaporarea în instalații deschise

În construcția de bazine și evaporatoare s-a urmărit, în primul rînd, o productivitate mare pe metru pătrat de suprafață de evaporare, sare de calitate corespunzătoare cerințelor consumatorilor și, în al doilea rînd, valorificarea cît mai bună a căldurii, cu un bilanț termic favorabil, bineînțeles în construcții cît mai simple.

S-a constatat că din căldura cuprinsă în combustibilul ars sub bazine se elimină în vapori circa 60%, adăugînd la aceasta căldura care se elimină cu gazele de ardere, cu cenușa, cea absorbită de zidărie și construcție ; rezultă că numai o mică parte se valorifică în mod util.

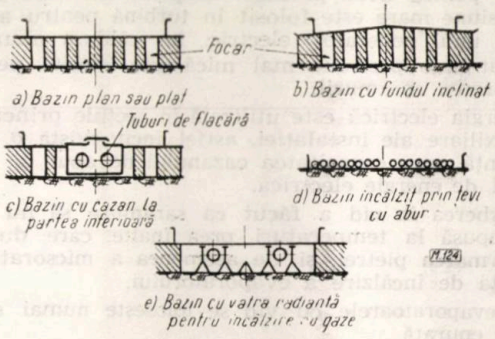


Fig. 6. Diferite tipuri de bazine de evaporare.

Bazinele deschise sînt de mai multe tipuri constructive (fig. 6). Cele mai vechi sînt cu suprafața inferioară plană. De la aceasta s-a trecut la bazinele cu cazan la partea inferioară (fig. 6 c), care prezintă, față de primele, unele avantaje termice.

În afară de bazinele descrise (fig. 6) mai sînt numeroase construcții, unele cu fundul bazinului boltit în formă de șa, care pot fi încălzite în interior prin tuburi de flacără, sub șa și la pereții laterali cu gaze de ardere, ceea ce face ca raportul între suprafețele de încălzire ale bazinului și suprafața zidurilor să fie foarte avantajos. Prezintă însă greutăți la extragerea sării din adînciturile formate de șa.

Alte tipuri sînt compuse din două bazine suprapuse. Gazele de ardere trec de-a lungul suprafeței saramurii din bazinul inferior și încălzesc concomitent și bazinul superior, montat la o distanță de 76 mm de la suprafața saramurii din bazinul inferior. Au avantajul că în bazinul inferior se depune sare fină, iar în cel de sus cu granulație mare.

Sarea de jos poate fi însă impurificată cu praf de cărbune de la gazele de ardere.

În bazinele descrise, sarea se scoate cu ajutorul răzuitoarelor și lopeților găurite.

La cele cu evacuare mecanică a sării se montează un dispozitiv mecanic, care extrage sarea depusă. Aceasta a făcut ca întreaga instalație să fie modificată.

Practic s-au putut aplica două sisteme de evacuare mecanică a sării din aceste bazine :

1. Mecanisme constînd din screpere obișnuite cu troliul deplasabil pe toată lățimea bazinului, pentru a extrage sarea de pe întreaga suprafață a acestuia.

2. Mecanisme sub formă de răzuitoare extinse pe întreaga lățime a bazinului, care se deplasează pe un cadru de rulare de-a lungul bazinului, astfel că pot să radă printr-o singură mișcare de deplasare întreaga suprafață a acestuia (fig. 7).

În alte cazuri, s-au construit bazine conice, îngustate spre partea de jos, în care sarea se depune pe fund, de unde un transportor-melc o aduce la un elevator sau cazane cilindrice cu partea de jos conică,

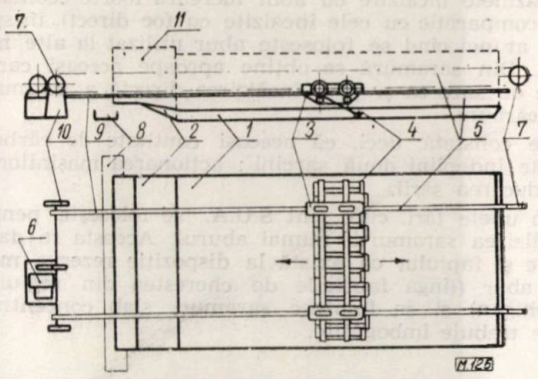


Fig. 7. Instalație de extragere mecanică a sării din bazin :

1 — bazin ; *2* — platforma înclinată de descărcare ; *3* — vagonet de rulare ; *4* — cuțite răzuitoare ; *5* — lanț de tracțiune ; *6* — mecanism de acționare ; *7* — roți de retur ; *8* — jghiab de transport ; *9* — șine de rulare ; *10* — suportul lagărului ; *11* — hotă.

terminat printr-o pîlnie în care cade sarea și este evacuată cu ajutorul unui elevator așezat într-un canal (fig. 8).

Partea cilindrică a cazanului este încălzită cu ajutorul gazelor prin canalele *2*.

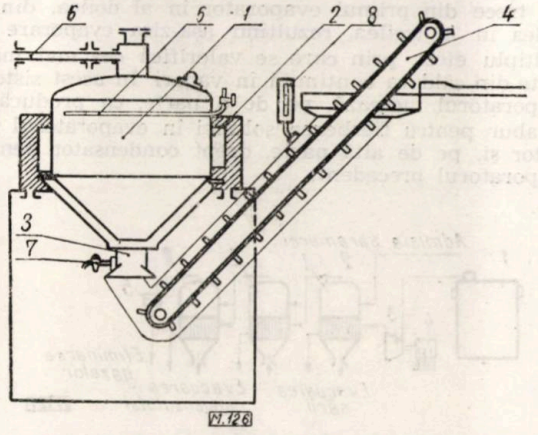


Fig. 8. Evaporator închis cu evacuare mecanică a sării :

1 — cazan ; *2* — canale pentru gazele de ardere ; *3* — tubul în care se adună sarea ; *4* — elevator ; *5* — conductă de admisie a saramurii proaspete ; *6* — conductă de evacuare a vaporilor ; *7* — robinet pentru scurgerea saramurii ; *8* — indicator de nivel al saramurii.

În afară de bazinele încălzite cu foc direct mai există bazine încălzite cu abur (fig. 6, *d*).

În aceste bazine, saramura nu se încălzește cu căldura transmisă de pereții bazinului, ci cu căldura transmisă prin țevi încălzite cu abur, care se montează în bazin, fiind în contact direct cu saramura. Suprafața de încălzire depinde de numărul țevilor introduse.

Datorită faptului că saramura caldă este mai uşoară decît cea rece, ea se adună la nivelul ţevilor sau deasupra lor. Căldura trece de la ţevi direct la stratul superior, care se încălzeşte rapid, în timp ce stratele inferioare iau căldura încet, indirect, prin conductibilitatea termică a saramurii.

Sarea depusă pe fundul bazinului formează un strat izolat, care protejează împotriva pierderilor de căldură prin partea inferioară.

Bazinele încălzite cu abur lucrează foarte economic (în comparaţie cu cele încălzite cu foc direct), în special atunci cînd se foloseşte abur utilizat la alte maşini. Din saramură se obţine aproape aceeaşi cantitate de sare ca şi prin încălzirea directă a bazinului cu cărbuni.

Se constată, deci, că aceeaşi cantitate de cărbuni poate îndeplini două sarcini : acţionarea maşinilor şi producerea sării.

În unele ţări, cum sînt S.U.A., se foloseşte, pentru încălzirea saramurii, numai aburul. Aceasta se datoreşte şi faptului că există la dispoziţie rezerve mari de abur (lîngă fabricile de cherestea din regiunea Michigan) şi se folosesc saramuri slab concentrate care trebuie îmbogăţite.

Evaporarea în instalaţii închise. Evaporare cu vird

Pentru a aduce saramura în stare de fierbere, la o temperatură sub 100°C, trebuie ca vaporii formaţi să fie aspiraţi pentru a crea deasupra ei un vid.

Astfel, pentru ca saramura să fiarbă la temperatura de 60°C, este necesar un vid de 0,80 at. iar pentru ca să fiarbă la 40°C — un vid de 0,93 at.

Formarea vidului nu se poate face decît dacă vasele de evaporare sînt închise, iar vaporii sînt aspiraţi sau condensaţi. Pe acest principiu se bazează evaporarea saramurii în evaporatoare cu vid.

Într-o instalaţie pot fi mai multe evaporatoare, fiind legate unele de altele în serie, astfel că vaporii pot trece din primul evaporator în al doilea, din al doilea în al treilea, rezultînd aşa-zisa evaporare cu multiplu efect, prin care se valorifică cea mai mare parte din căldura conţinută în vapori. În acest sistem, evaporatorul lucrează, pe de o parte, ca producător de abur pentru fierberea soluţiei în evaporatorul următor şi, pe de altă parte, drept condensator pentru evaporatorul precedent.

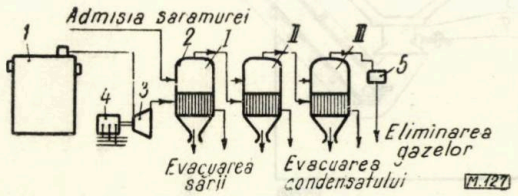


Fig. 9. Schema de principiu a instalaţiei de evaporare cu triplu efect :

1 — cazan de abur ; *2* — evaporator (I, II, III) ; *3* — turbină cu contrapresiune ; *4* — generator electric ; *5* — pompă de vid.

În figura 9 se prezintă schema de principiu a unei instalaţii de evaporare cu triplu efect. Aburul trece din cazanul *1* în turbina *3*, care acţionează generatorul electric *4*, iar aburul astfel utilizat trece mai departe cu o presiune de 0,5—3 at în evaporatorul *I*, unde îşi cedează căldura saramurii aflate între ţevi, se condensează şi se evacuează sub formă de condensat. Saramura de la evaporatorul *I* este adusă în stare de fierbere cu ajutorul căldurii cedate. Sarea se cristalizează şi cade în partea de jos a aparatului care are formă de pîlnie, iar vaporii dezvoltaţi trec în camera de abur a evaporatorului *II*, unde se repetă acelaşi proces. Din evaporatorul *II*, aburii trec în evaporatorul *III* şi de acolo sînt aspiraţi de pompa de vid *5*, într-un condensator cu cascadă, sau altul, unde se condensează.

În mod practic, această metodă de evaporare este limitată, limita superioară fiind dată de presiunea şi temperatura aburului pus la dispoziţie. De exemplu, aburul utilizat cu o presiune de 0,5 at şi o temperatură de 110°C şi limita inferioară, dă posibilitatea de a se crea un vid la un preţ de cost scăzut, de exemplu pentru o temperatură de fierbere de 40°C.

Deci numărul treptelor de evaporare depinde de diferenţa de temperatură dintre temperatura aburului pus la dispoziţie pentru încălzirea primului evaporator şi temperatura minimă de fierbere, care se poate obţine în urma depresiunii create de instalaţia de vid.

De asemenea se mai ţine seamă de faptul că evaporarea apei din saramură, pe un metru pătrat suprafaţă de încălzire, este proporţională cu diferenţa de temperatură dintre lichid şi vapori.

Aburul produs de cazan se foloseşte în acest procedeu pentru două procese independente. Aburul la o presiune mare este folosit în turbină pentru acţionarea unui generator electric, iar căldura aburului utilizat la o presiune mai mică este folosită pentru evaporarea saramurii.

Energia electrică este utilizată în secţiile principale şi auxiliare ale instalaţiei, astfel încît există o concordanţă între capacitatea cazanului de abur şi consumul de energie electrică.

Fierberea în vid a făcut ca saramura să nu mai fie supusă la temperaturi prea înalte, care duceau la formarea pietrei, şi de asemenea a micşorat suprafaţa de încălzire a evaporatorului.

În evaporatoarele cu vid se foloseşte numai saramura epurată.

După unele date, productivitatea pe 1 m^2 suprafaţă de evaporare la evaporatoarele cu vid este de 40—50 t/an, în timp ce la bazinele de evaporare plate era de 20 t/an.

Alte date indică 30 t/m^2/an pentru bazinele plate şi circa 40 t/m^2/an pentru evaporatoarele cu vid.

Din experienţa evaporării saramurii în bazine s-a observat că productivitatea acestora pe m^2 suprafaţă de bazin corespunde aproximativ productivităţii raportate la m^2 suprafaţă clădită, limitele superioare ale acestei productivităţii fiind foarte strînse, astfel încît rezultă că bazinele nu sînt economice decît pentru capacităţi mici şi mijlocii, care nu reclamă suprafeţe mari de construcţie, în timp ce pentru capacităţi mari instalaţiile cu vid sînt incontestabil superioare şi economice.

Există mai multe construcţii de aparate cu vid, deosebite prin detalii. La unele, ţevile din camerele de încălzire sînt aşezate vertical, iar la altele — orizontal ; saramura curge în afara ţevilor şi aburul prin ţevi, sau invers. Aburul circulă de sus în jos.

Pentru a se micşora depunerea pietrei pe suprafeţele de încălzire s-au introdus în ultimul timp aparate de evaporare cu circulaţie forţată a soluţiei sărate. Circulaţia se realizează cu ajutorul unui agitator elicoidal interior sau cu ajutorul unei pompe exterioare, în ultimul caz depunerea sării făcîndu-se într-un separator de sare, alăturat aparatului de evaporare propriu-zis.

În evaporatoarele cu vid se separă sare fină, cu cristale mici cubice, în loc de piramide, din cauza unei mişcări mai intense a saramurii în evaporator. Produsul acesta este mai puţin căutat în unele ţări ; de aceea la proiectarea unei instalaţii de evaporare cu vid trebuie să fie asigurată desfacerea produsului.

S-au construit în unele țări și instalații de evaporare cu vid cu simplu efect, care lucrează în paralel cu bazine de evaporare. La aceste instalații, vaporii, care se degajă de la bazin, sînt captați de un ventilator și utilizați la fierberea și evaporarea soluției în vid. În felul acesta se poate obține sare fină în evaporatorul cu vid și sare cu cristale mai mari în bazin.

Schema unei instalații moderne de concentrare a sării prin vid este prezentată în figura 10, care cuprinde : purificarea saramurii, preîncălzirea ei cu abur

Există și un anumit nivel optim al saramurii în evaporator, care are influență asupra productivității ; aceasta se constată experimental.

Conținutul de aer în compartimentul de saramură al evaporatorului produce variații de temperatură și micșorează productivitatea ; de aceea este necesară îndepărtarea lui.

Productivitatea unei instalații de evaporare cu vid depinde deci, pe de o parte, de construcția instalației și, pe de altă parte, de conducerea procesului tehnologic.

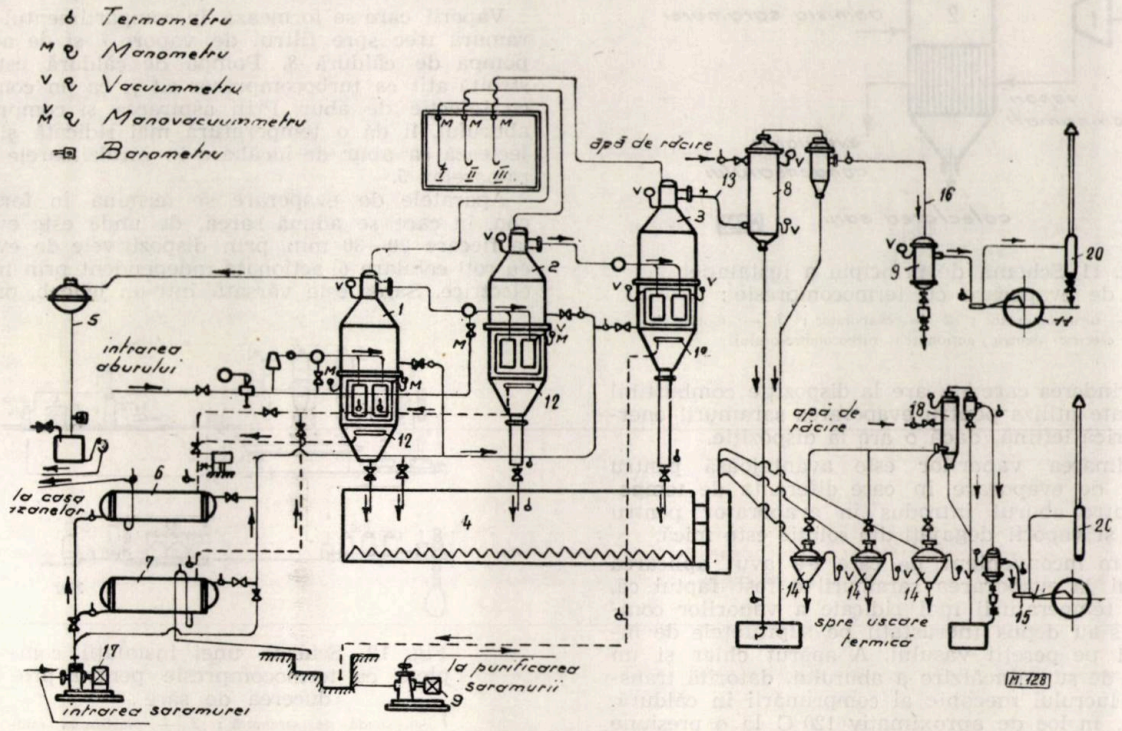


Fig. 10. Schema unei instalații de concentrare a sării prin vid cu triplu efect :
1, 2, 3 — evaporatoare ; *4* — bazin de colectare a sării ; *5* — regulator de vid ; *6, 7* — preîncălzitor de saramură ; *8* — condensator în cascadă ; *9* — pompă pentru condensat ; *10* — conductă de descărcare a apei din condensator ; *11* — pompă de vid ; *12* — evacuarea condensatorului din evaporator ; *13* — conductă de abur din ultimul evaporator ; *14* — aspiratoare de sare ; *15* — pompă de vid pentru aspiratoare ; *16* — conductă de aer ; *17* — pompă de saramură ; *18* — condensator ; *19* — separator de apă ; *20* — colectoare de ulei.

condensat, evaporarea în triplu efect, uscarea mecanică și termică.

La această instalație, pentru evaporarea unui kg de apă sînt necesare circa 0,401 kg abur de 0,18—0,19 at, avîndu-se în vedere o saramură cu un conținut de 301 kg sare/m³, care intră în instalație cu o temperatură de circa 15°C, iar temperatura apei de răcire la intrarea în condensator este cuprinsă între 14 și 17°C.

Căldura conținută de abur trebuie menținută într-un circuit continuu, iar sursa de căldură trebuie să înlocuiască numai consumul util și pierderile inevitabile.

Productivitatea pe m² a evaporatoarelor cu vid depinde de mai mulți factori : în primul rînd, de temperatura aburului de încălzire, care variază între anumite limite, iar apoi de viteza cu care aburul intră în contact cu întreaga suprafață de încălzire. Aceste condiții pot fi îndeplinite dacă se mărește numărul orificiilor de admisie a aburului în aparat și dacă se folosește apă cît mai rece pentru condensatorul de vapori, care face ca aburul din ultimul evaporator să fie condensat cît mai repede, ceea ce mărește productivitatea ultimului efect.

Evaporare cu termocompresiune (pomparea căldurii în instalațiile de evaporare).

Se știe că prin comprimarea unui gaz sau a aburului volumul său se micșorează și temperatura mediului comprimat crește (compresiunea adiabatică). De aici a rezultat ideea că, prin compresiunea aburului de la instalațiile de evaporare, căldura conținută de acesta poate fi menținută la nivelul necesar procesului respectiv.

Prin urmare, dacă aburul saturat este presat într-un cilindru (cu piston sau alt dispozitiv), temperatura lui crește în raport cu presiunea.

Astfel, dacă aburul cu presiunea de 1 at și temperatura de 100°C este comprimat, mărindu-i-se presiunea pînă la 2 at, se încălzește pînă la 120°C ; dacă se mărește presiunea la 3 at, se încălzește pînă la 133°C ; la 4 at se încălzește pînă la 144°C, iar la 15 at se încălzește pînă la 200°C.

În procesul de producere a sării prin evaporare cu termocompresiune, aburul produs trebuie aspirat din compartimentul respectiv al evaporatorului și apoi comprimat, mărindu-i-se potențialul termodinamic, obținîndu-se astfel temperatura necesară încălzirii, și apoi reintrodus în evaporator (în compartimentul de încălzire) pentru a servi la continuare procesului.

Schema de principiu a unei asemenea instalații este redată în figura 11.

Sarcina turbocompresorului este menținerea la un nivel constant a presiunii (corespunzător celui de la începutul procesului). Pierderile mici de căldură, care nu pot fi evitate în orice proces termic, se acoperă de la un cazan mic de abur, separat.

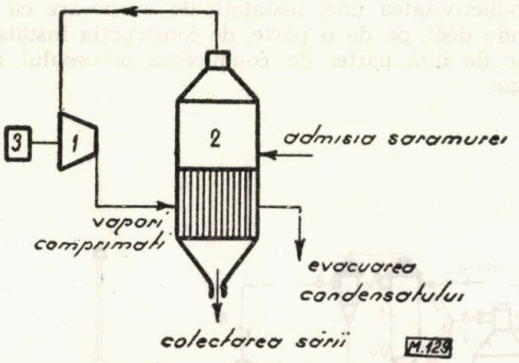


Fig. 11. Schema de principiu a instalației de evaporare cu termocompresie :
1 — turbocompresor ; *2* — evaporator ; *3* — motor electric pentru acționarea turbocompresorului.

Întreprinderea care nu are la dispoziție combustibil ieftin poate utiliza pentru evaporarea saramurii energie electrică ieftină, dacă o are la dispoziție.

Comprimarea vaporilor este avantajoasă pentru procesele de evaporare în care diferența de temperatură între aburul introdus în evaporator pentru încălzire și vaporii degajați din soluție este mică.

Un prim inconvenient pe care l-a avut aplicarea sistemului la evaporarea saramurii a fost faptul că, datorită temperaturii mai ridicate a vaporilor comprimați, s-au depus incrustații pe suprafețele de încălzire și pe pereții vasului. A apărut chiar și un fenomen de supraîncălzire a aburului, datorită transformării lucrului mecanic al comprimării în căldură, astfel că, în loc de aproximativ 120°C la o presiune de 2 at, aburul avea aproximativ 170°C, iar la 2,4 at — aproximativ 197°C, în loc de 125°C. Aceasta, pe lîngă formarea pietrei, are efect și asupra cristalelor produsului finit.

Supraîncălzirea vaporilor a pus problema reducerii temperaturii lor și a separării acestora de părțile solide pînă la maximum 5 mg/kg. De asemenea a fost necesară o epurare perfectă a saramurii, și în special de SO_4Ca, precum și preîncălzirea ei.

Tot pentru acest scop se cere o suprafață de încălzire mai mare, repartizată pe evaporatoare mai puține, deci mai mari decît la evaporarea în multiplu efect. Evaporatoarele sînt construite cu suprafețe de încălzire cuprinse între 100 și 1 400 m².

Avantajele metodei constau în economia de combustibil. După datele practic obținute în instalațiile elvețiene, economia de combustibil este de 90% față de evaporarea în bazine deschise și de 60% față de evaporatoarele cu vid.

Menționăm că instalațiile elvețiene sînt amplasate în apropiere de centrale hidroelectrice și achiziționează curent electric la preț redus în comparație cu prețul cărbunelui.

Instalațiile cu termocompresiune au și o deservire mai simplă, necesitînd condensatoare mici, deci apă pentru răcire puțină. Productivitatea instalațiilor cu termocompresiune este de 4,5—11 kg sare pe oră și pe m² suprafață de încălzire.

În instalațiile moderne se folosesc, pentru aspirarea, comprimarea și injectarea aburului, pompele de căldură, care funcționează cu o diferență de temperatură a aburului $\Delta t = 25°C$. Plecîndu-se de la această premisă, consumul de energie al pompei este de 200 kWh/t sare.

Pentru încălzirea de pornire a evaporatorului și pentru fierberea saramurii se calculează un consum de abur de 0,37 t/t sare.

În figura 12 este prezentată schema unei instalații complete de producere a sării în evaporatoare cu termocompresiune folosind pompe de căldură.

Saramura provenită din sondele *1* este adusă la instalația de purificare *2*, apoi este pompată în rezervorul de compensare *3*, de unde trece la preîncălzitoarele *4* și apoi la evaporatoarele *5*. Preîncălzirea se face cu condenastorul scurs din evaporatoare.

Vaporii care se formează în compartimentul de saramură trec spre filtrul de vapori *7* și de acolo la pompa de căldură *8*. Pompa de căldură este construită atît ca turbocompresor cît și ca un compresor cu injecție de abur. Prin aspirarea și comprimarea aburului, îi dă o temperatură mai ridicată și îl injectează ca abur de încălzire în încălzitoarele evaporatoarelor *5*.

Aparatele de evaporare se termină în formă de con, în care se adună sarea, de unde este evacuată la fiecare 20—30 min, prin dispozitivele de evacuare cu roți celulare *6*, acționate independent prin motoare electrice. Sarea este vărsată într-un jgheab, prevăzut

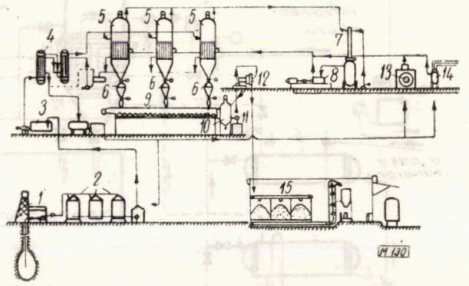


Fig. 12. Schema unei instalații complete cu termocompresie pentru producerea de sare :
1 — sondă de saramură ; *2* — purificarea saramurii ; *3* — rezervor tampon ; *4* — preîncălzitor ; *5* — evaporatoare ; *6* — aparate de evacuare a sării ; *7* — spălător de vapori ; *8* — pompe de căldură ; *9* — spirală pentru transportul sării ; *10* — amestecător de pastă ; *11* — pompă pentru pastă de sare ; *12* — centrifugă ; *13* — cazan de abur încălzit cu cărbuni ; *14* — cazan de abur încălzit electric ; *15* — depozit de sare.

cu spirala *9*, care o conduce într-un amestecător de pastă de sare *10*, unde, cu ajutorul unui agitator, se menține un amestec de cristale și saramură (de circa 40% sare și 60% saramură), care se poate pompa prin pompa specială *11* în centrifuga *12*, care lucrează continuu.

Instalația mai are prevăzut un cazan tubular încălzit cu cărbuni, *13*, și un cazan încălzit electric, *14*. Acestea produc căldura necesară pentru încălzirea evaporatoarelor la pornire, precum și pentru micile consumuri de căldură cerute de egalizarea bilanțului termic.

Cazanele sînt alimentate cu condensat. Cazanul încălzit cu cărbuni este utilizat iarna, iar cazanul electric — vara.

Temperatura saramurii brute, în această instalație, este de 14,5°C, iar în preîncălzitor este ridicată la 95°C. Temperatura saramurii care fierbe în aparatul de vaporizare este de 107°C. Temperatura vaporilor de saramură, înainte de a fi comprimați, este de 95°C, iar după comprimare, la părăsirea pompei de căldură, de aproximativ 180°C. Vaporii condensați se evacuează din preîncălzitorul de saramură la o temperatură de 19°C.

Presiunea vaporilor în evaporator este de 0,8 at, iar după comprimare — de 1,85 at şi în compartimentele de încălzire a evaporatoarelor — de 1,12 at. Temperatura vaporilor corespunzătoare presiunii de comprimare este de 118°C, iar supraîncălzirea este de 63°C.

S-a găsit că prin transformarea unei instalaţii cu bazine plate în instalaţie cu termocompresiune cu aceeaşi producţie (de 40 000 t/an) a rezultat o economie de 14 000 t cărbune pe an, în timp ce o transformare similară a instalaţiei cu vid de aceeaşi capacitate a dat o economie de 6 000 t cărbune anual. Cifrele corespund la o economie de 12 300—5 300 kcal/kWh.

Rezultatele au fost obţinute în instalaţiile din Elveţia şi din R.D.G.

Producerea sării prin evaporare după principiul pompării căldurii reprezintă cea mai modernă metodă de preparare a sării prin evaporare. Ea cere însă existenţa unor surse ieftine de energie electrică, care să acopere consumul mare al acestor instalaţii.

*
* *

Sare evaporată în cantitate mare rezultă şi din instalaţiile de preparare a sărurilor de potasiu şi magneziu, separată ca produs secundar, şi în special din prepararea silvinitului (amestec de KCl + NaCl).

F. Uscarea sării

Sarea obţinută de la bazin sau evaporator se prezintă sub formă de şlam sau de pastă şi conţine 30—60% umiditate.

De obicei se foloseşte o uscare prealabilă, care reduce umiditatea între limitele 3—12%, şi o uscare definitivă, care reduce umiditatea la 0,1—1%.

Uscarea prealabilă poate fi naturală, prin scurgere pe platforma bazinului şi în vagonete sau în boxe de picurare (eventual se expune la aer), şi mecanică, prin extragerea umidităţii în centrifugă.

Uscarea definitivă se realizează printr-un procedeu termic în uscătoare.

În timpul uscării, sarea este supusă unor procese fizico-chimice, care pot avea în unele cazuri influenţă negativă asupra formei definitive a cristalelor.

În procedeul de uscare mecanică a sării, îndepărtarea apei se face prin centrifugare.

Forţa centrifugă care acţionează în procesul de uscare este:

$$F = \frac{G \cdot n^2 \cdot d}{900 \times 2}, \text{ kg}$$

în care:

F reprezintă forţa centrifugă, kg;
G — încărcătura centrifugei, kg;
n — numărul de rotaţii pe minut;
d — diametrul centrifugei.

Această forţă formează la suprafaţa tobei centrifugei, în cazul unui diametru mare şi al unei turaţii mari, precum şi al unui strat gros de sare aderentă, o presiune mare în masa de sare, care acţionează negativ asupra formei cristalelor.

Astfel, într-o centrifugă cu diametrul tobei de 1 220 mm şi înălţimea tobei de 570 mm, cu încărcătura de 500 kg şi cu turaţia de 450 rot/min, forţa centrifugă este:

$$F = \frac{500 \times 450^2 \times 1{,}22}{900 \times 2} = 68\,625 \text{ kg},$$

iar presiunea pe un centimetru pătrat suprafaţă a tobei este:

$$\frac{68\,625}{122 \times \pi \times 57} = 3{,}15 \text{ at},$$

presiune care striveşte cristalele de sare.

De aceea trebuie utilizate centrifuge cu diametrul tamburului mai mic şi o încărcătură mai mică, pentru ca stratul aderent să fie de cîţiva milimetri.

Sarea părăseşte centrifuga cu o umiditate de 2—3%, această umiditate fiind reţinută ca efect al tensiunii superficiale.

Între forţa centrifugă, tensiunea superficială şi concentraţia cristalelor are loc o stare de echilibru, care condiţionează umiditatea produsului centrifugat. Sînt cazuri cînd uscarea sării se limitează numai la centrifugare, evitîndu-se uscarea termică.

Prin uscarea violentă şi rapidă a restului de umiditate la temperaturi ridicate, se provoacă, de cele mai multe ori, fragmentarea cristalelor.

Temperaturile înalte care trebuie utilizate au însă ca urmare şi transformări chimice în ce priveşte conţinutul de apă de cristalizare al sărurilor secundare ($MgCl_2 6H_2O$ şi $SO_4Na_2 10H_2O$), ceea ce face ca aceasta să aibă influenţă asupra gradului uscării, asupra duratei, a consumului de căldură şi asupra aspectului produsului finit.

Deoarece clorura de sodiu pură este mai puţin higroscopică decît sărurile asociate, deseori se face o spălare a sării înainte de uscare, prin stropire cu saramură pură concentrată sau prin introducerea acesteia sau a aburului în centrifugă.

Instalaţiile mecanice de uscare a sării sînt construite numai pe principiul centrifugării produsului. Independent de felul acestuia, centrifugele se împart, după sistemul de evacuare, în: periodice, continue şi automate.

În figura 13 sînt prezentate schemele celor trei tipuri.

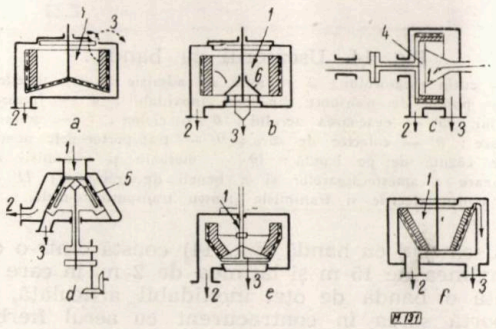


Fig. 13. Sisteme de centrifuge pentru uscarea sării *a—b* — cu evacuarea sării periodic; *c—d* — automate; *e—f* — continue:

1 — introducerea amestecului de sare cu saramură; *2* — evacuarea saramurii; *3* — colectarea sării centrifugate; *4* — împingerea automată; *5* — răzuitoare; *6* — capac mobil.

În centrifuga automată, umplerea şi evacuarea sării au loc în timpul funcţionării, în timp ce la celelalte intervin opriri.

Procedeul de uscare termică este foarte vechi în instalaţiile de preparare.

La început s-au folosit bazine de uscare aşezate deasupra canalelor, prin care gazele de ardere se evacuează la coş. În afară de gaze de ardere, se pot folosi şi vaporii din bazinul de evaporare.

Prin aceste procedee, însă, se ajunge numai la circa 1,5—2% umiditate în sarea uscată.

Uscarea termică se realizează azi în mare măsură cu ajutorul aerului fierbinte, încălzit într-un preîn-

călzitor. Sarea ajunge în contact direct cu aerul fierbinte în echicurent sau în contracurent.

Randamentul termic al uscării este de 45—65% şi depinde numai de temperatura de admisie şi evacuare a aerului fierbinte.

Consumul total de căldură variază între 1 600 şi 3 000 kcal/kg apă evaporată.

Dintre instalaţiile de uscare termică a sării menţionăm următoarele tipuri :

— Uscătoare cu uscarea sării în timpul transportului ;

— Uscătoare cu tobe de uscare, din care fac parte şi uscătoarele moderne cu filtrare în vid, care execută în acelaşi timp atît uscarea prealabilă cît şi uscarea definitivă. Uscătoarele sînt formate dintr-un filtru-tobă cu vid cu o sită metalică (cu ochiuri de circa 0 3 mm) ; filtrul-tobă se roteşte într-o carcasă. Peste turta de sare se suflă, după filtrare, aer fierbinte (150—160°C), ceea ce scade umiditatea la 0,1%. Aceste uscătoare pot usca pînă la 400 t/24 h ; depresiunea care se creează este de 120—140 mm col.Hg.

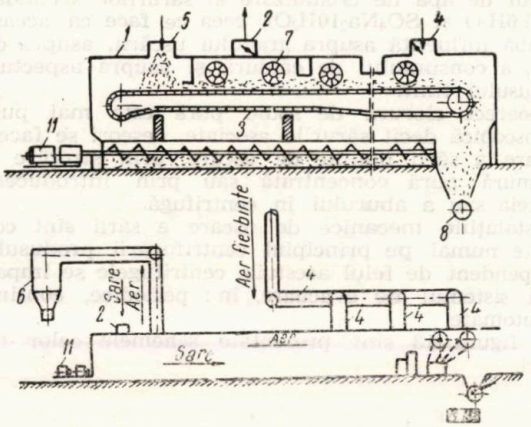


Fig. 14. Uscătorul cu bandă :

1 — cutia uscătorului ; *2* — gura de admisie a sării umede ; *3* — bandă de transport din oţel inoxidabil ; *4* — intrarea aerului ; *5* — evacuarea aerului ; *6* — ciclon ; *7* — amestecătoare ; *8* — colector de sare ; *9* — transportor-melc pentru sarea căzută de pe bandă ; *10* — motoare şi transmisii de acţionare a amestecătoarelor şi a benzii de transport ; *11* — motor electric şi transmisie pentru transportoare-melc.

— Uscătorul cu bandă (fig. 14) constă dintr-o cutie cu lungimea de 15 m şi lăţimea de 2 m, în care este montată o bandă de oţel inoxidabil articulată, care transportă sarea în contracurent cu aerul fierbinte introdus la 200°C. Deasupra benzii sînt montate amestecătoare, care amestecă sarea pentru ca aerul fierbinte să pătrundă uşor în toată masa sării. Capacitatea instalaţiei este de 30—80 t/zi, în funcţie de gradul de umiditate a sării, care variază de la 3 la 10%. Instalaţia funcţionează cu rezultate bune.

— Uscătorul cu talere etajate constă dintr-un cilindru în care sînt montate mai multe talere fixe, prin mijlocul cărora trece un ax cu braţe de evacuare şi de amestecare. Sarea cade de sus în jos pe ultimul taler, care se roteşte o dată cu axul, şi se scurge în acelaşi sens cu aerul cald.

— Uscătorul cu turbină (fig. 15) se compune dintr-un eşafodaj care se roteşte încet şi care suportă 16—20 talere inelare suprapuse. Talerele se compun, fiecare, din mai multe plăci, separate una de alta prin deschizături de 20—30 mm. Deschizăturile talerului superior sînt puţin decalate faţă de deschizăturile talerului inferior.

Sarea este alimentată uniform, în strat subţire, pe talerul superior. În timpul unei rotiri complete a talerelor, sarea este împinsă de un răzuitor prin deschizături şi cade pe talerul inferior ; acolo este uniformizată cu ajutorul unor greble şi apoi este din nou împinsă prin deschizături, urmînd aceleaşi operaţii ca mai sus. Astfel, sarea străbate uscătorul de sus în jos, fiind continuu răsturnată şi expunînd cît mai mult suprafaţa sa la uscare.

În spaţiul mijlociu, adică în interiorul talerelor inelare, se rotesc, pe un arbore comun, mai multe ventilatoare, dispuse unul deasupra altuia. Ele constau dintr-un inel cu aripioarele prinse de ax, prin intermediul unor spiţe, şi poartă denumirea de turbină.

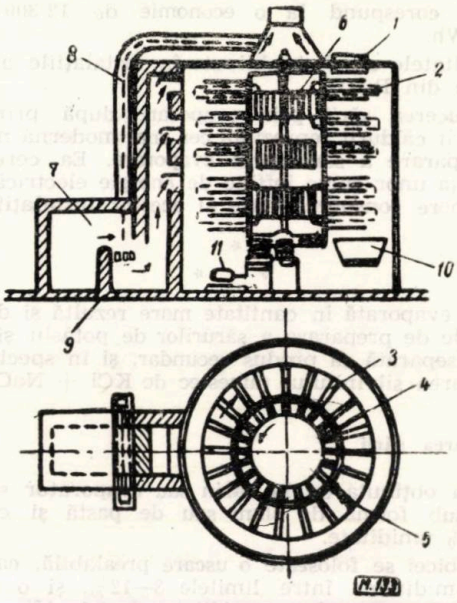


Fig. 15. Uscătorul cu turbină :

1 — dispozitiv de alimentare ; *2* — taler inelar ; *3* — deschizătură ; *4* — răzuitor ; *5* — greblă ; *6* — turbine ; *7* — cameră pentru gaze de uscare ; *8* — conductă de retur a gazului ; *9* — cameră de amestec gaze ; *10* — dispozitiv de evacuare ; *11* — acţionare turbină şi uscător.

Turbinele fac ca aerul de uscare să se scurgă în cantitate mare peste sarea întinsă pe taler în strat subţire, şi anume în mod alternativ, din exterior spre interior (turbine de aspiraţie) şi din interior spre exterior (turbine de presiune).

Temperatura în uscător, în jumătatea superioară, scade liniar, începînd de la alimentare către evacuare, de la 228 la 105°C, în timp ce umiditatea materialului scade, după o curbă rapidă descendentă, de la 12 la 4%.

În continuare, în jumătatea inferioară, uscarea decurge încet, aproape liniar, pînă la o umiditate de 0,2% la ieşire, în timp ce temperatura coboară puţin. O astfel de uscare exclude sfărîmarea cristalelor de sare.

În timp ce turbinele se rotesc cu 60 rot/min, dispozitivul de acţionare cu roţi conice ale eşafodajului imprimă acestuia o mişcare înceată de 1 rot/min. S-au construit uscătoare cu turbine pentru capacitatea de 500—2 800 kg sare umedă.

Consumul de căldură este de aproximativ 2 000 kcal/kg apă evaporată. Consumul de energie este de 1,5 kWh/t sare.

Mai sînt numeroase tipuri de uscătoare, utilizate la alte materiale şi care pot fi adoptate şi pentru uscarea sării ; însă aparatul de uscare pentru sare trebuie să permită în primul rînd lopătarea ei cît mai frecventă pentru a descoperi şi a expune acţiunii aerului fierbinte toată suprafaţa sării.

Aparatul trebuie să asigure uscarea cît mai rapidă, fără a deforma granulele şi fără a impurifica sarea cu rugină, lubrifianţi etc. De asemenea, construcţia lui trebuie să fie de dimensiuni mici şi consumul de energie redus.

II. Eficacitatea economică a instalaţiei de evaporare

Cel mai important indice de care depinde eficacitatea instalaţiei de evaporare este consumul de combustibil pe unitatea de produs, respectiv consumul de kcal/kg de sare produsă.

Necesarul de căldură pentru evaporarea apei din saramură depinde de gradul de saturare a saramurii, de temperatura iniţială la admisia în bazin, de starea şi felul instalaţiei etc.

Se va constata că în instalaţiile de evaporare cu bazine deschise consumul practic de căldură este de 2 800—3 000 kcal/kg sare, în timp ce în instalaţiile cu vid, după unele date, este de 700—800 kcal/kg, iar la cele cu termocompresiune — de 300—350 kcal/kg sare.

La Salina Cacica se consumă extrem de multă căldură, circa 6 500 kcal/kg sare (incluzînd şi unele operaţii auxiliare de fluidificare a păcurii).

În afară de evaporarea propriu-zisă, într-o instalaţie de preparare a sării prin evaporare se mai consumă căldură pentru uscarea produsului de la un conţinut de 10—12% umiditate pînă la 0,1—0,2% umiditate.

În uscătoarele termice obişnuite, ţinîndu-se seamă de temperaturile la care lucrează, se consumă teoretic circa 88 kcal/kg sare.

Eficacitatea instalaţiei se calculează şi după cantitatea de sare obţinută pe 1 m^2 suprafaţă de încălzire a bazinului sau evaporatorului, sau în unele cazuri pe 1 m^2 suprafaţă de evaporare, numită capacitatea specifică. Această cifră este funcţie de mulţi factori, şi în primul rînd de gradul de saturare şi de puritate a saramurii, de mărirea cristalelor sării produse, de metoda de evaporare aplicată, de temperatura de încălzire a saramurii etc.

Variaţia este de circa 17,2—119 kg/m^2 şi 24 ore la bazinele descrise şi de circa 40—290 kg/m^2 şi 24 ore la evaporatoarele cu vid şi cu termocompresiune.

Concluzii

Din indicii tehnico-economici obţinuţi astăzi pe plan mondial la prepararea sării prin evaporare rezultă că două sisteme tind să se generalizeze, şi anume : evaporatoarele cu vid şi cele cu termocompresiune.

Se alege o tehnologie sau alta după condiţiile locale specifice privind în special sursele de energie termică.

Pentru ţara noastră, bogată în zăcăminte de sare gemă, apare necesară construirea unor instalaţii de evaporare de capacitate mare, instalate în condiţii avantajoase din punctul de vedere al transportului produselor spre centrele de consum intern şi spre cele de export.

Pentru construirea acestor instalaţii trebuie studiate în amănunt toate sursele de enrgie — unele oferite eventual şi de alte industrii (aburul rezidual), în apropierea unor zăcăminte de sare, deschise sau explorate. Tehnica preparării sării geme a făcut progrese, şi în ţara noastră există astăzi toate condiţiile ca şi această ramură a industriei extractive să meargă în acelaşi pas cu dezvoltarea industrială a ţării.

Bibliografie

[1] Mihăilescu, N. St. *L'évolution des procédés pour l'extraction du sel des solution concentrées.* În : Annales des Mines de Roumanie, 1933.
[2] Schmidt, M. *Technologie der Steinsalzaufbereitung und Siedesalzerzeugung,* cap. II. Halle, 1951.
[3] Creissels, J. *La production salinière française.* În : Annales des Mines nr. 1, 1957.
[4] Pozin, M. E. *Tehnologia îngrăşămintelor şi sărurilor minerale* (traducere). Ediţia I, Editura tehnică, 1953.
[5] Daniec, A. *Obţinerea sării prin evaporare* (traducere din limba polonă). I.D.T., 1957.
[6] Pflug, H. *Salinele elveţiene de la Rin.* În : S.T.Z. — Elveţia, nr. 4, 1958.
[7] Zinoviev, A. I. *Tehnologia sării obţinute prin evaporare şi a sării iodurate.* I.D.T., 1959.
[8] Kulle, P. A. *Exploatarea zăcămintelor de sare prin dizolvarea subterană* (traducere din limba rusă). I.D.T., 1953.

Documentare

Kilimov, S. L. **Susţinerea puţurilor de mină cu beton monolit cu ajutorul cofrajelor metalice alunecătoare** (Kreplenie şahtnih stvolv monotlitnîm betonom s pomoşciu peredvijnîh metalliceskih opalubok). În : Ugolnaia promîşlennost, nr. 3, mai-iunie 1962, p. 86—90, 8 fig.

Se descriu instalaţiile folosite pentru susţinerea puţurilor de mină cu beton monolit utilizînd cofraje metalice articulate alunecătoare. Cofrajele sînt legate cu platforma de lucru şi uneori au la bază o trusă tăietoare care serveşte la săpare în roci moi. Cofrajele alunecătoare au înălţimea variabilă de la 1 la 12 m, în funcţie de condiţiile specifice hidrogeologice. Un interes deosebit prezintă varianta cofrajelor autodeplasabile, care nu necesită trolii de manevră la suprafaţă. Manevrarea acestor cofraje se face cu ajutorul unor vinciuri hidraulice montate pe platforma de lucru.

Limik, P. I. **Bandaje metalice pentru susţinerea galeriilor de mină** (Metalliceskie zateajki dlea krepleniia gornîh virabotok). În : Ugolnaia promîşlennost, nr. 3, mai-iunie 1962, p. 35—36, 2 fig.

Pentru a înlocui bandajele din lemn pentru tavanele de galerii s-a încercat cu succes aplicarea bandajelor din plasă de sîrmă de 3—5 mm diametru, cu ochiuri de 100 mm. Susţinerea în galerii se realizează cu arcuri metalice, în spatele cărora se introduc tronsoane de plasă din sîrmă, suspendate cu capetele îndoite ale sîrmelor de două arcuri vecine. O dată cu părăsirea galeriei şi răpirea arcurilor se recuperează şi plasele de sîrmă în proporţie de 90%. S-a constatat că prin aplicarea bandajelor cu plase din sîrmă se obţine ameliorarea stării galeriilor, durata de folosire a susţinerii creşte şi se reduc cheltuielile de întreţinere a galeriilor cu circa 50%.

Filin, V. D. **Eficienţa tehnico-economică a folosirii susţinerii cu ancore la lucrări de pregătire** (Tehniko-ekonomiceskaia effektivnost primeneniia ankernoi krepi v podgotovitelnîh virabotkah). În : Ugolnaia promîşlennost, nr. 3, mai-iunie 1962, p. 7—10, 3 tabele.

Pentru susţinerea galeriilor s-au făcut încercări de folosire a susţinerii mixte, care cuprinde cadre prefabricate din beton armat şi ancore legate longitudinal între ele cu grinzi drepte din profil special de 18 kg/m. Bandajarea coperişului şi pereţilor se face cu ajutorul lemnului, jumătăţi, de 4—6 cm grosime. În funcţie de condiţiile geologice, cadrele de beton se montează la intervale de 1,8—2 m, iar grinzile cu ancore — la intervale de 1 m. Exploatarea experimentală a galeriilor cu susţinerea mixtă a arătat că acest tip de susţinere asigură exploatarea galeriilor fără reparaţii, o reducere a metalului cu 35% şi a cheltuielilor la materiale cu 41% faţă de susţinerea numai cu cadre de beton armat. Viteza de înaintare la susţinerea combinată ajunge la 72 m pe lună.

Gnilovski, V. G. şi Akimov, V. M. **Perforatoare de tip nou cu dispozitiv pentru captarea prafului** (Novie perforatori s pileotsoson). În : Gornîi jurnal, **173**, nr. 5, mai 1962, p. 54—56, 1 fig., 2 tabele.

Se descriu construcţia şi modul de funcţionare a perforatoarelor pneumatice tip PRO-18-1 de 20 kg şi PRO-13-1 de 15 kg, primul avînd 2 000 lovituri pe minut, al doilea 2 400. Perforatoarele de mai sus se folosesc cu coloane pneumatice P-18 LA sau P-17 LA, iar praful rezultat se captează cu ajutorul captatorului de praf PO-4 M. Ejectorul montat la ieşirea din captator creează o depresiune începînd de la gura găurii de mină şi pînă la ieşirea din ejector, formînd astfel un curent puternic de aer, care aspiră praful din gaura de mină şi îl refulează în carcasa captatorului de praf. Aici praful se depozitează într-un mic rezervor, iar aerul epurat de praf se elimină în atmosferă. Încărcările industriale efectuate au confirmat eficacitatea noilor perforatoare cu dispozitiv de captare a prafului.

Harlamov, T. F. şi Abramson, M. G. **Analiza indicatorilor tehnico-economici de foraj al găurilor adînci de mină pentru puşcarea în minele din U.R.S.S.** (Analiz tehniko-ekonomiceskih pokazatelei bureniia glubokih vzrîvnih skvajin na podzemnîh rudnikah S.S.S.R.). În : Gornîi jurnal, **137**, nr. 5, mai 1962, p. 30—34, 5 tabele.

Pe baza analizei indicatorilor tehnici de folosire a diverselor tipuri de sondeze, a parametrilor lucrărilor de perforare şi de puşcare şi a rezistenţei la uzură a sculelor de foraj, se dau orientări pentru dezvoltarea tehnicii de foraj a găurilor adînci de mină pentru explodare. Se consideră necesare : construirea tipurilor noi de sondeze automate şi semiautomate pentru forajul găurilor de mină de diverse diametre, cu sape cu role de diametru redus ; aprovizionarea centralizată a minelor cu scule de foraj ; alegerea regimurilor raţionale de foraj pentru diferite tipuri de maşini de forat ; calculul corespunzător al parametrilor găurilor de mină pentru lucrări de puşcare şi alegerea adecvată a utilajului de foraj.

Voloceaev, S. D. şi Buhkalo, E. S. **Încărcătorul pneumatic PGS-15 pentru săparea şi adîncirea puţurilor** (Sarnirnii pneomopogruzcik PGS-15). În : Şahtnoe stroitelstvo, **6**, nr. 5, mai 1962, p. 14—16, 3 fig.

Se descriu construcţia şi modul de funcţionare a încărcătorului cu graifăr PGS-15, acţionat cu aer comprimat, la 5 at. Productivitatea încărcătorului PGS-15 este de 15 m^3/h, capacitatea cupei graifărului — 0,15 m^3, numărul de fălci — 5, efortul dezvoltat de închizătorul pneumatic — 6 430 kg ; greutatea totală — 780 kg ; puterea motorului pneumatic — 13 CP.

Încărcătorul PGS-15 se foloseşte împreună cu un troliu acţionat electropneumatic, care asigură ridicarea şi coborîrea încărcătorului în puţ. Comanda încărcătorului şi troliului poate fi făcută de la distanţă. Se arată schema electrică de principiu a agregatului PGS-15. Încercările industriale executate în U.R.S.S. au dovedit superioritatea încărcătorului PGS-15 faţă de încărcătorul KS-3.

Someaskovski ş. a. **Rezultatele exploatării experimentale a complexului KM-9-D** (Rezultati opîtnoi ekspluatatii kompleksa KM-9-D). În : Ugol Ukrainî, **37**, nr. 6, iunie 1962, p. 35—36, 2 fig., 2 tabele.

Complexul KM-9-D se compune din combina LGD-2, cu lăţimea de tăiere de 1,6 m, transportorul şerpuitor de raclete SP-48, susţinerea metalică M-9-D şi împingătorul hidraulic M-10-D, fiind destinat exploatării stratelor cu grosime de 0,6—1,3 m şi înclinare pînă

la 15°. Se descrie exploatarea experimentală a acestui complex la mina nr. 27 într-un abataj frontal de 200 m lungime. Comparîndu-se rezultatele obținute cu complexul KM-9-D cu cele obținute în trecut cu combina Donbas 1-K, se contată o îmbănătățire sensibilă a tuturor indicatorilor tehnico-economici : creșterea productivității muncii cu 45%, micșorarea consumului de lemn de mină cu 50% și scăderea prețului de cost al cărbunelui cu 0,54 ruble pe tonă.

Totodată s-a constatat reducerea pierderilor de stîlpi metalici de la 11,5 la 3%.

Se dau scheme de amplasare a complexului KM-9-D într-un abataj frontal și graficul de organizare a lucrărilor.

Kozelev, G. L. și Dubov, E. D. **Determinarea densității optime a susținerii speciale în frontul de abataj** (Opredelenie optimalnoi plotnosti prizaboinoi spețialnoi krepi). În : Ugol Ucrainî, 37, nr. 6, iunie 1962, p. 10—13, 2 fig., 3 tabele.

Pentru a determina parametrii optimi ai monografiilor de susținere în abatajele frontale în Donbas, au fost efectuate cercetări și observații experimentale. Pe baza rezultatelor obținute se recomandă pentru susținerea rocilor caracterizate prin surpare ușoară reducerea cu 25% a densității de susținere cu stîlpi hidraulici GS. Pentru susținerea acoperișurilor formate din roci, a căror capacitate de surpare este medie, se recomandă reducerea cu 20—25% a densității stîlpilor GS, iar susținerea specială pe linia de suprare poate fi formată fie din stîlpi GS jumelați, fie din stîlpi scurți OKU, amplasați la 1,8—2 m unul de altul.

Hauptman, E. I. și Kin, A. M. **Experiența lichidării viiturilor de apă în puț** (Opît likvidații vodopritokov v stvole). În : Șahtnoe stroitelstvo, 6, nr. 6, iunie 1962, p. 17—21, 7 fig., 1 tabelă.

Pentru exploatarea zăcămintelor de surări de potasiu, izolarea viiturilor de apă în puțul de mină prezintă o importanță capitală. Se descriu măsurile luate pentru a asigura etanșeitatea unui puț de 600 m adîncime, care în cursul săpării lui prin congelare trebuie să străbată nisipuri acvifere. Susținerea puțului s-a făcut cu tubinguri din fontă, fiecare inel de 1 m înălțime fiind compus din 14 segmenți, legați unul de altul cu buloane. Lucrările de etanșare a puțului au cuprins tamponarea cu mortar de ciment rapid a spațiului din spatele coloanei de tubinguri, izolarea cu foi de plumb ștemuite a rosturilor dintre segmenți și inele de tubing, izolarea buloanelor de legătură cu șaibe speciale de plumb și construirea la orizonturile 202, 360 și 368 a unor papuci inelari de sprijin de tipul penelor multiple de stejar și brad, care prin umflarea lor asigură etanșeitatea rosturilor. Datorită măsurilor luate, debitul apei în puț a scăzut de la 130 — 2,5 m^3 pe zi.

Uskov, A. A., Baron, L. I. și Ziuzea, O. A. **Noutăți în elaborarea și introducerea mijloacelor pentru epurarea de praf a aerului de mină** (Novoe v razrabotke i vnedrennii meropriiatii po obespîlivaniiu rudnicinoi atmosferî). În : Ugol, 37, nr. 6, iunie 1962, p. 51—56, 12 fig.

În urma concursului unional inițiat de Academia de științe din U.R.S.S. au fost premiate următoarele propuneri de utilaje noi pentru combaterea prafului în mine : 1) perforatoarele PRO-13 L și PRO-18 L, care lucrează în complex cu captatorul uscat de praf PO-4. Captarea prafului se face direct de la tăișul sfredelului, datorită depresiunii produse de ejectorul captatorului PO-4. Sa ajuns la norma sanitară de 1 mg de praf la 1 m^3 de aer ; 2) aparatul SPAR-59 pentru captarea uscată a prafului de la perforatoarele PR-30, KS, TP-4 și altele. Aparatul cuprinde un ciclon, patru multicicloane și un filtru de stofă. Greutatea aparatului este de 8 kg. Aparatul poate fi suspendat la distanța de 6—8 m de la frontul de lucru. Un pulsator automat, acționat cu aer comprimat, produce vidul necesar pentru aspirația prafului de la tăișul sfredelului. Încercările industriale au arătat că conținutul de praf scade sub 1 mg la 1 m^3 de aer.

Lukiianov, V. S. **Deschiderea unui strat periculos din punctul de vedere al erupțiilor spontane de cărbune și gaze** (Vskrîtie plasta, opasnovo po vnezapnîm vîbrosam uglia i gaza). În : Șahtnoe stroitelstvo, 6, nr. 5, mai 1962, p. 26—27, 4 fig.

La săparea unei galerii cu profil util de 6 m^2 și cu înclinare de 13° s-a păstrat distanța de 6—8 m pe verticală de stratul de cărbune, care prezintă pericol de erupții spontane. Însă, din cauza creșterii înclinării stratului pînă la 25°, traseul galeriei trebuie să traverseze stratul. Pentru a înlătura orice pericol de erupție spontană, de la distanța de 10 m de la strat, au fost forate găuri de sondă pentru degazare, iar la distanța de 6 m de la strat săparea galeriei s-a făcut cu profil redus la 5 m^2, procedîndu-se apoi la lărgirea ei pînă la 6 m^2. Întrucît presiunea gazelor în găurile de sondă a ajuns la 22 at, în loc de 10 at cît era prevăzut inițial, s-a efectuat perforarea găurilor suplimentare de degazare din galeria direcțională de aeraj, în felul acesta presiunea gazelor în strat scăzînd pînă la cea admisibilă.

Kiceaev, V. A. și Kustenko, G. P. **Dispozitiv pentru perforarea găurilor necesare susținerii ancorate** (Prisposoblenie dlea bureniia șpurov pod stangovuiu krep). În : Șahtnoe stroitelstvo, 6, nr. 9, sept. 1962, p. 24—25, 1 fig.

Se descriu construcția și modul de funcționare a dispozitivului care permite perforarea găurilor de mină verticale, dirijate în sus, destinate montării ancorelor de susținere. Dispozitivul are ca parte principală o coloană telescopică, pe care culisează perforatorul electric RP-20, sau un alt tip de perforator. Cu ajutorul unei manivele se acționează mecanismul de fixare a coloanei între vatră și tavan, cursa telescopului fiind de 600 mm ; cea de-a doua manivelă servește pentru avansarea perforatorului în timpul perforării. Greutatea dispozitivului este de 20 kg.

Glusihin, F. P. și Orlov, A. A. **Autodescărcarea stîlpilor de susținere cu fricțiuni și măsurile de combatere** (Samorazgruzka stoek treniia v șahte i merî borbî s nei). În : Ugol 37, nr. 9, sept. 1962, p. 21—23, 4 fig., 1 tabelă.

Autodescărcarea stîlpilor metalici cu fricțiune poate să aibă consecințe foarte grave, cauzînd convergența coperișului, care poate să meargă pînă la prăbușiri. Alunecarea părții telescopice variază între 1 și 6 mm, putînd ajunge în unele cazuri de 15—20 mm. Pentru a împiedica această alunecare se recomandă confecționarea părții telescopice cu o anumită conicitate sau folosirea elementelor-pereche de fricțiune, ai căror coeficienți de frecare în stare de repaus și în mișcare diferă foarte puțin. De asemenea se poate înlocui frecarea pură prin fluiditatea materialului, întrebuințîndu-se în acest scop garnituri din aliaje moi. Un rol important trebuie atribuit unei precizii înalte de prelucrare a suprafețelor de fricțiune, ceea ce contribuie la micșorarea variațiilor forței normale de solicitare.

Ivantov, I. P. și Beseda, I. **Săparea rapidă a galeriilor asigură exploatarea în retragere a abatajelor frontale** (Skorostnaia prohodka obespecivaet otrabotku lav obratnîm hodom). În : Ugol, 37, nr. 9, sept. 1962, p. 14—17, 4 fig., 1 tabelă.

Pentru a putea trece la exploatarea în retragere a abatajelor frontale este necesar ca săparea galeriilor direcționale să fie făcută cît mai repede. În acest scop a fost elaborat un grafic cifric de săpare cu trei cicluri pe schimb, înaintarea pe schimb fiind de 3,1 m. Săparea se asigură prin perforarea concomitentă a șase găuri de mină cu ajutorul perforatoarelor electrice SER-MD, împușcarea electrică cu amorse, cu microîntîrziere, a încărcăturilor de amonită PJV-20. După împușcare se execută aerajul frontului de lucru cu ventilatoare axiale SVM-6M. Încărcarea cărbunelui și a sterilului rezultat se face cu mașina pneumatică de încărcat PPM-4, în vagonete de mină de 1,4 t capacitate. Garniturile de vagonete pline sînt trase cu locomotive electrice cu acumulatoare 8-ARP-600, iar cea de-a doua locomotivă execută manevrarea vagonetelor goale și pline pe dublații. Susținerea galeriei se face cu arcuri metalice din profil special KAP-7P-17. Utilajele pneumatice se alimentează cu aer comprimat de la compresorul mobil ZIF-SVKS-5, iar cele electrice cu curent electric de la stația mobilă de transformare TKSVP-180/6. Brigada de săpare a realizat în 21 de zile 700 m de galerie săpată și armată.

Andreev, N. F. **Echiparea unui puț prin metoda combinată** (Armirovaniia stvola sovmeșcennim sposobom). În : Șahtnoe stroitelstvo, **6**, nr. 9, sept. 1962, p. 23—24, 2 fig.

Puțul cu diametrul util de 4,5 m a fost săpat și susținut cu tubinguri din beton armat. Pentru a accelera echiparea puțului cu moaze și ghidaje, a fost folosită metoda combinată, care constă în montarea lor concomitent cu săparea și susținerea. În acest scop s-a construit o platformă de lucru cu două etaje, în care s-au prevăzut orificii pentru trecerea ghidajelor. Atît ghidajele cît și moazele erau pregătite la atelier. Echiparea puțului s-a făcut de către o brigadă complexă, compusă din patru echipe de cîte 5—6 oameni, lucrînd în patru schimburi. O parte din echipă lucra la pregătirea găurilor și cimentarea moazelor în pereții puțului, iar cealaltă parte, în același timp, lucra la fixarea tronsoanelor de ghidaje pe coloana de ghidaj, montată pînă atunci. În 24 ore se montau patru rînduri de moaze și șase tronsoane de ghidaje. În fiecare schimb se executa controlul topografic al calității lucrărilor terminate. În 17 zile lucrătoare s-au putut amenaja astfel 284 m de puț.

Gridin, A. D. ș.a. **Căile pentru realizarea unei producții record cu combina de cărbune** (Puti dostijeniia rekordnoi proizvoditelnost ugolnogo kombaina). În : Ugol, **37**, nr. 8, august 1962, p. 49—56, 5 fig.. 4 tabele.

Brigada complexă a unei mine din U.R.S.S. a realizat o producție record de 50 211 t cărbune cocsificabil într-o lună, cu ajutorul combinei K-52 M. Se analizează condițiile geologice și minerale de zăcămînt și organizarea muncii în abataj, care a contribuit la această realizare. Stratul exploatat are grosimea de 1,27 m și înclinarea de 6...7°. Combina K-52 M lucrează de pe transportorul șerpuitor cu raclete KS-9, susținerea fiind asigurată cu stîlpi metalici KST-4 și grinzi articulate VDU-1 S. Surparea acoperișului se face cu pasul de 1 m, cu ajutorul stîlpilor scurți OKU-150-04 așezați la distanța de 2 m unul de altul. Productivitatea muncii realizată a fost de 12,6 t/post. Analiza rezultatelor obținute arată că s-a obținut un grad de utilizare foarte înalt a combinei (66%) ; combina a funcționat cu viteza de 2,32 m/min, față de 0,72—1,46 m/min ca în alte abataje. Au fost reduse la minimum duratele operațiilor auxiliare și întreruperile tehnologice.

Lohanov, B. M. ș.a. **Experiența tăierii cărbunelui în camere cu ajutorul combinelor** (Opît dobîci uglia kombainami v kamerah) În : Ugol, **37**, nr. 8, august 1962, p. 33—35, 6 fig.

Într-un sector experimental de exploatare la zi cărbunilor a fost încercată exploatarea cărbunelui prin abataje-cameră tăiate, direct în treaptă, cu ajutorul combinei PKG-3. În acest scop s-a săpat în prealabil cu excavatorul o semitranșee cu lățimea de 30 m pe aflorimentul stratului de cărbune din care se taie camerele. Grosimea stratului de cărbune era de 2,3—3 m, înclinarea 10—12°, lățimea camerelor 2,3 și 4,6 m ; lungimea camerelor 120—140 m. Cărbunele tăiat cu combina PKG-3 era evacuat cu ajutorul transportorului cu raclete KSA-6N, montat de-a lungul axului longitudinal al camerei. Susținerea era asigurată cu cadre de lemn. Picioarele de siguranță între camere au putut fi reduse la o lățime de 0,5 m ; astfel pierderile respective de cărbune se reduc la 12—15%. Producția medie realizată cu combina pe schimb a fost de 90 t, productivitatea muncii în abataj, fiind de 12,5 t pe post.

Zolotuha, N. I. și Kolcik, A. A. **25 411 tone de cărbune tăiat cu combina KR-2** (25 411 t uglia na kombain KR-2). În : Ugol, **37**, nr. 9, sept. 1962, p. 11—14, 3 fig., 2 tabele.

Stratul de cărbune, avînd grosimea de 1,2—1,4 m și înclinarea de 8—10°, se exploatează cu ajutorul combinei KR-2, susținerea fiind asigurată cu stîlpii hidraulici GS și grinzi metalice articulate VDU-1. Dirijarea surpării în abatajul frontal de 190 m lungime se face cu ajutorul stîlpilor-stivă tip OKU-04. Transportul cărbunelui în abataj se face cu transportoarele cu raclete SKR-20 pînă la punctul de încărcare în vagonete de 2,5 t capacitate, care sînt trase de locomotiva electrică cu acumulatoare tip 8 ARP-900, pînă la rampa puțului. Folosind organizarea complexă a muncii și luînd o serie de măsuri pregătitoare (înlocuirea transportoarelor de mică capacitate, completarea rezervei de stîlpi, de grinzi metalice, de lemn de mină și de piese de rezervă pentru utilaje etc.), brigada a reușit să mărească producția abatajului, ajungînd la o producție zilnică de 1 000—1 200 t și realizînd astfel într-o lună o producție de 25 411 t cărbune. Astfel, productivitatea muncii a crescut cu 80%, iar prețul de cost al cărbunelui a fost redus cu 12,3%.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIV **Nr. 4** **APRILIE 1963**

СОДЕРЖАНИЕ

Лецу Н, Поборан, В, Хирян, К. и Фаур, Е. *Изучение крепления и выбор оптимальных сечений и формы подготовительных выработок штреков для пласта №3 и для вентиляционных штреков тонких пластов на шахтах долины Жиу.* В статье представлены результаты исследований способа крепления подготовительных выработок для мощного угольного пласта разрабатываемого горизонтальными слоями с выемкой лавами по простиранию. Рассматриваются также способы крепления вентиляционных и откаточных штреков, пройденных в тонких пластах при различных формах сечения.

Гуран, М. *Контроль и автоматическое управление на обогатительных фабриках и их экон омическая эффективность.* Во второй части статьи описаны применяемые методы контроля и автоматического управления на обогатительных фабриках, даются также некоторые указания в связи с их экономической эффективностью.

Догару, М. *Вопросы получения каменной соли из концентрированного раствора (рассола).* Рассматриваются теоретические и практические вопросы получения соли из рассола, главным образом методом выпаривания; приводятся примеры схем некоторых модернизированных установок по выпариванию (при вакууме и термокомпрессии) и полученные технико-экономические показатели.

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Leţu, M., Poboran, V., Hirean, C. und Faur Elvira: *Das Ausbaustudium, die Wahl der optimalen Querschnitte und der Profilformen der Abbaustrecken im III-ten Flöze und in den Wetterstrecken der schmalen Flöze der Jiu-Talgruben.* In Aufsatz ist der Abbaustreckenausbau im III-ten Flöze in den Jiu-Talgruben behandelt, das mit Querbau und streichendem Vortrieb abgebaut ist. Gleichzeitig wird auch der Grund- und Wetterstreckenausbau die in schmalen Flözen mit verschiedenen Profile getrieben sind, analysiert.

Guran, M.: *Die automatische Kontrolle und Regelung der Aufbereitungsanlagen und ihre Wirtschaftlichkeit.* Im zweiten Teil des Aufsatzes sind die angewendeten Schemmen zur Kontrolle und Regelung der wichtigsten Kennziffer der Aufbereitungsanlagen beschrieben, sowie manche Heinweisungen ihrer Wirtschaftlichkeit angegeben.

Dogaru, M.: *Problemen der Steinsalzaufbereitung aus Konzentrierten Lösungen.* Es werden praktische und theoretische Probleme der Salzaufbereitung aus Salzlösungen, besonders durch Verdampfung (mit Vakuum und thermischen Kompression) sowie die erhaltenen technischen und wirtschaftlichen Kennziffer dargestellt.

DOKUMENTIERUNG

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYV- ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

SOMMAIRE

Leţu, M., Poboran, V., Hirean, C. *et* Faur, E.: *L'étude du soutènement, le choix des sections optima et des profils dans les avant-tailles de la veine III et dans les voies de tête des couches minces, aux mines de Valea Jiului.* On présente l'étude du mode de soutènement des avant-tailles de la veine III exploitée aux charbonnages de Valea Jiului, par tailles chassantes à tranches horizontales et front transversal. On analyse, de même, le soutènement des voies de tête et de pied aux profils différents, creusées dans les couches minces.

Guran, M.: *Le contrôle et le règlage automatique des usines de traitement ainsi que leur efficacité économique.* On décrit les schémas appliqués au contrôle et au règlage automatique des paramètres technologiques dans les usines de traitement et l'on donne certaines indications quant à leur efficacité du point de vue économique.

Dogaru, M.: *Les problèmes de l'extraction du sel gemme en partant des saumures concentrées.* On présente les problèmes théoriques et pratiques concernant la technologie de l'extraction du sel des saumures concentrées, en insistant sur l'évaporation. On donne ensuite les schémas de fonctionnement de certaines installations modernes appliquant l'évaporation (à vide ou par termo-compression), ainsi que les résultats techniques et économiques obtenus.

DOCUMENTATION

CONTENTS

Leţu, M., Poboran, V., Hirean, C. and Faur Elvira: *The study of timbering, choice of the most favourable section and profile shapes of the working drifts of layer III and the roof galleries of the thin layers in Jiu Valley Mines.* In the article a study is presented about the way of timbering the working drifts of layer III, exploited in the mines of the Jiu Valley, by the horizontal slicing mining method, with transversal working face and directional advancing. The different timbering methods of deep adits and roof galleries of various profiles, driven in thin layers, are equally analysed.

Guran, M.: *The control and the automatic regulating of dressing plants and their economic efficiency.* In the second part of the article, the schemes used for the control and the automatic regulating of the most important dressing plant parameters are described and indications are given concerning their economic efficiency.

Dogaru, M.: *The problems of the extraction of salt from concentrated solutions (brines).* Practical and theoretical problems concerning the technology of salt-extraction from brine, are exposed, insisting upon the evaporation process and giving scheme-examples of modern evaporation plants (with vacuum and thermocompression), as well as information about the technical-economical indexes obtained.

DOCUMENTATION

ORSZ. MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

RADIORECEPTORUL

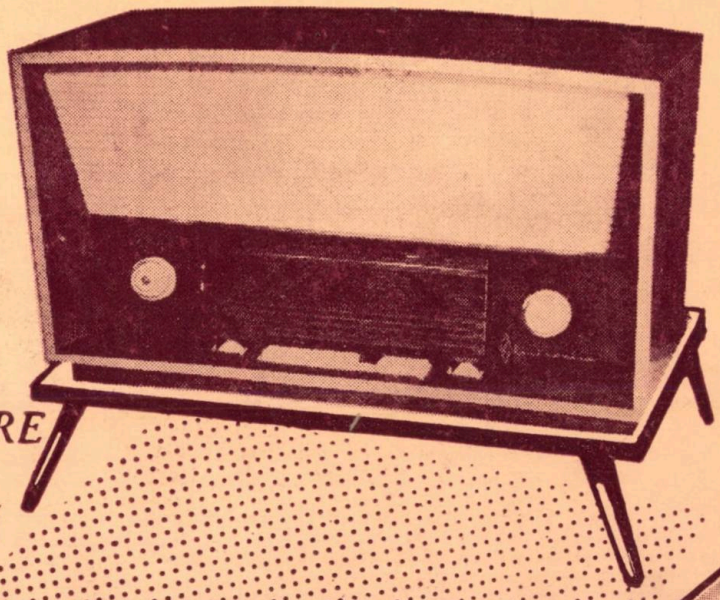
„ORIZONT"

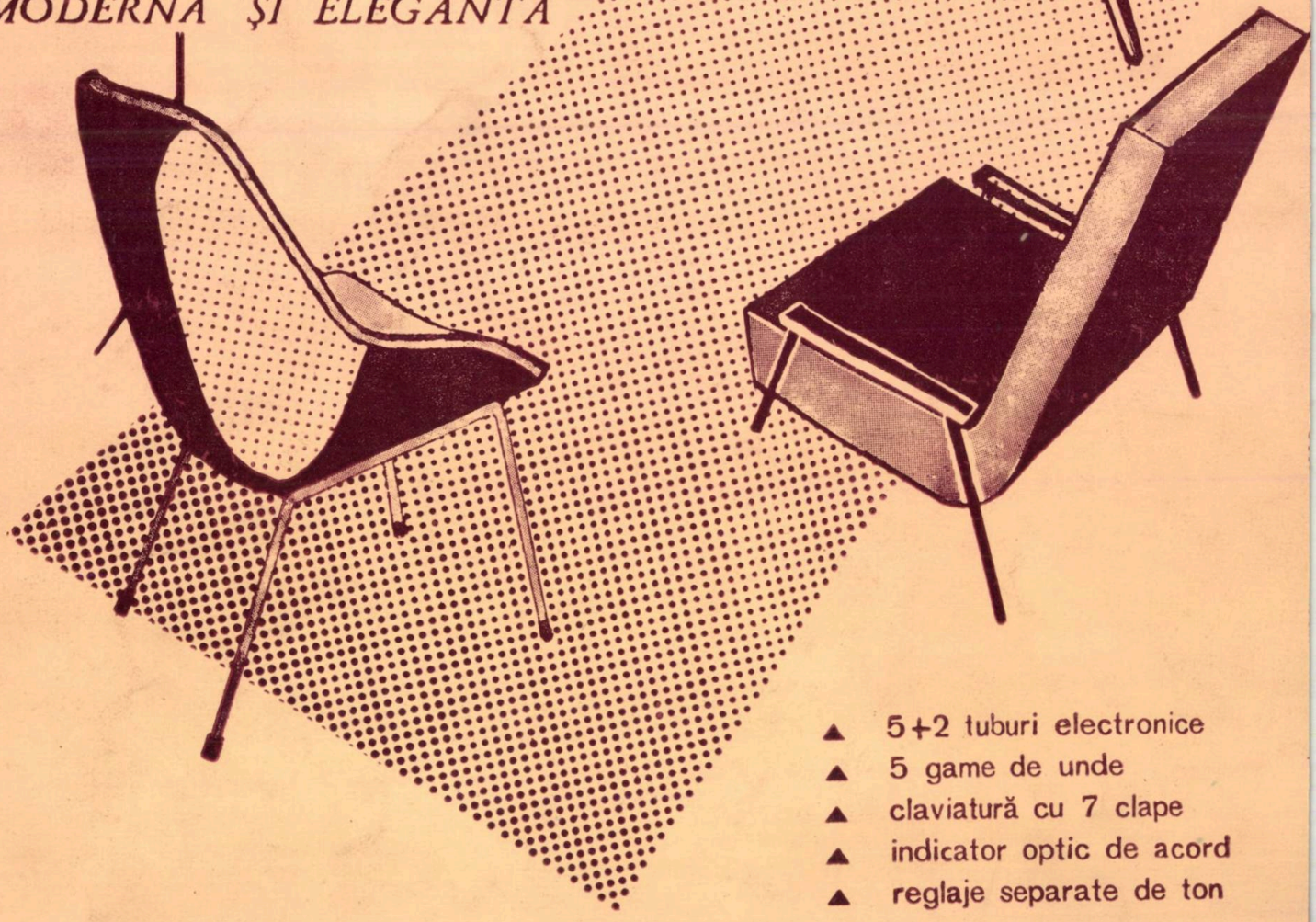
PRODUS DE UZINELE

Electronica

VĂ OFERĂ

O AUDIȚIE PLĂCUTĂ CU
PERFORMANȚE SUPERIOARE
ÎNTR-O PREZENTARE
MODERNĂ ȘI ELEGANTĂ





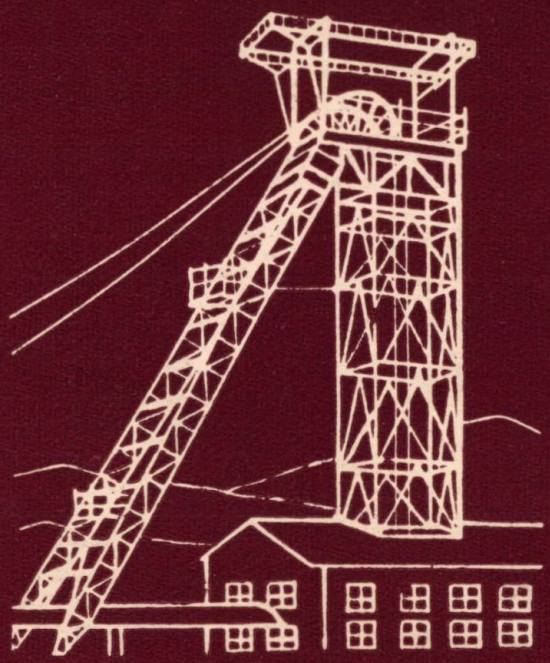
- 5+2 tuburi electronice
- 5 game de unde
- claviatură cu 7 clape
- indicator optic de acord
- reglaje separate de ton

Intreprinderea Poligrafică nr. 2, str. Brezoianu 23—25, Bucuresti, c. 792

Lei

E 1433

REVISTA MINELOR



VOLUMUL XIV NUMĂRUL 5 PAGINA 185 — 224

5

BUCUREŞTI MAI 1963

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

Anul XIV **Nr. 5** **MAI 1963**

REDACŢIA: BUC., Str. SF. ION NOU 33, Tel.: 21.26.03

CUPRINS

Pagina

IANOVICI, V., GURĂU, A., MURGU, M., HINCULOV, A. şi SIELEKI, B.: **Principiile şi metodele de evaluare a rezervelor de prognoză** . . . . . 185—189

BOTEA, AL.: **Realizarea a 250 m/lună la galeria de coastă de la mina Dîlja** . 189—193

MATEI, I.: **Posibilităţile şi limitele de folosire a modelelor electrice de aerajl** . . —200

BUCIU, C., BRÎNCUŞ, A. şi POP MARIA: **Factorii care influenţează favorabil separarea prin flotaţie a aurului din minereurile complexe ale Trustului minier Baia Mare** . . . . . 201—206

GANIŢCHI, S.: **Metodă rapidă pentru calculul extracţiei tehnologice de metal la uzinele de preparare** . . . . . 207—209

MICLEA, P. şi DIACONESCU, A.: **Eficacitatea tehnico-economică a iluminatului fluorescent în saline** . . . 210—214

BUTUCESCU, N., BONEA, L., BOTNARENCU, A., STOICESCU GH. şi STOICESCU FL.: **Mineralizaţia cu telururi auro-argentifere din zăcămîntul Băiţa-Nistru (Baia-Mare)** . . . . . 214—221

NOTE

PAPE R. F., BAUER, L., ILICA, D. D. şi ALMĂŞAN, E.: **Asupra unor agenţi de flotaţie obţinuţi din gudroane acide de fag** . . . . . 222—223

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCIU GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

Principiile şi metodele de evaluare a rezervelor de prognoză*

Prof. dr. V. Ianovici, geol. A. Gurău, ing. M. Murgu, ing. A. Hînculov şi ing. B. Sieleki.

O dată cu dezvoltarea multilaterală a economiei ţării noastre, activitatea de cercetare geologică pentru creşterea potenţialului de materii prime minerale a crescut simţitor. Pentru o justă orientare şi programare a lucrărilor geologice de cercetare din primele etape (studii, cartări, prospecţiuni), a apărut necesitatea stabilirii unei ordine de importanţă a regiunilor şi a zonelor în care să se execute aceste lucrări, cît şi motivarea din punct de vedere geologic şi economic a executării lucrărilor geologice de cercetare pe teritoriul R.P.R.

Motivarea din punct de vedere geologic a zonelor cu perspectivă trebuie să fie urmată de o apreciere a rezervelor care eventual s-ar găsi în acea zonă. Aceste rezultate, conform uzului pe lagărul socialist, au primit denumirea de *rezerve de prognoză.*

Rezervele de prognoză în R.P.R. se dau atît din extinderea zăcămintelor cunoscute, cît şi în regiuni noi, în scopul de a se putea stabili felul şi volumul lucrărilor geologice de cercetare şi eşalonare a lor în timp pe regiuni, zone şi sectoare etc. Acest lucru a fost necesar la întocmirea planurilor economice de perspectivă.

Înainte de anul 1960, noţiunea de rezerve de prognoză nu a fost bine precizată şi se folosea noţiunea de rezerve de perspectivă care cuprindea, în conţinutul ei, o parte din rezervele C_2 şi rezervele de prognoză propriu-zise (aşa cum sînt ele definite azi).

În concepţia noastră, rezervele de prognoză sînt rezerve estimate (evaluate cu aproximaţie) atît în extinderea zăcămintelor cunoscute (în adîncime sau pe direcţie) în zone cu condiţii geologice identice, precum şi în regiuni în care substanţa minerală utilă nu a fost identificată dar pentru care exista premise geologice că pot exista concentraţii de substanţe minerale utile.

Rezervele de prognoză ar putea fi împărţite în: rezerve de prognoză estimate în extinderea zăcămintelor cunoscute sau în zone noi în care substanţa minerală utilă a fost identificată cel puţin într-un punct considerîndu-se ca rezerve de prognoză de ordinul I şi rezerve de prognoză estimate în regiuni noi, în care substanţa minerală utilă nu a fost identificată, aprecierile făcîndu-se numai pe baza similitudinii geologice, considerîndu-se rezerve de prognoză de ordinul II.

I. Principiile şi metodica de evaluare a rezervelor de prognoză

În prezent, la evaluarea rezervelor de prognoză, se ţine seamă de următorii factori:

a) *Indicaţii directe:*

1 — aflorimentele corpurilor de substanţe minerale utile sau a formaţiunilor productive;
2 — urmele unor lucrări miniere vechi, halde vechi etc.;
3 — datele unor foraje sau lucrări miniere izolate;
4 — aureole de răspîndire mecanică a concentraţiilor minerale.

b) *Indicaţii indirecte:*

1 — premisele geologice: magnetice, structurale, litologofaciale, stratigrafice geomorfologice;
2 — fenomene de alterare: zone de oxidare, silicifieri, cloritizări, propilitizări, carbonatări, serpentinizări, greizenificări, scarnificări, berizitizări;
3 — minerale indicatori;
4 — datele lucrărilor geologice de prospecţiuni: geofizice, geochimice, biogeochimice, hidrogeochimice etc.

La evaluarea rezervelor de prognoză, în extinderea zăcămintelor cunoscute, în afară de indicaţiile directe şi indirecte se mai ţine seamă şi de datele de cunoaştere din zonele explorate sau în exploatare cu privre la:

— geneza zăcămintelor de substanţe minerale utile şi relaţiile cu rocile înconjurătoare;

— grosimea corpurilor de substanţă minerală utilă şi variaţia grosimii pe direcţie şi pe înclinare;

— calitatea substanţei minerale utile şi variaţia calităţii pe direcţie şi pe înclinare;

— adîncimea pînă la care este posibilă existenţa substanţei minerale utile sau a formaţiunii productive;

— variaţiile şi continuitatea mineralizaţiei în zona cercetată.

* Se supune discuţiei.

Pe baza studierii şi interpretării indicaţiilor directe, indirecte şi a datelor de cunoaştere din zonele explorate sau în exploatare, se stabilesc zonele şi regiunile care prezintă cele mai favorabile condiţii pentru existenţa unor zăcăminte de substanţe minerale utile. Astfel, în funcţie de gradul de cunoaştere stabilit pe această cale, se conturează pe hărţi zonele cu rezervele de prognoză fie de ordinul I, fie de ordinul II.

Delimitarea zonelor sau regiunilor noi, pentru evaluarea rezervelor de prognoză, se face pe grupe de substanţe caracterizate prin condiţii geologice de formare şi de zăcămînt analoge.

Pentru fiecare grupă de substanţe, evaluarea rezervelor de prognoză se face în două etape şi anume :

— în prima etapă se examinează indicaţiile directe şi indirecte, posibilitatea de stabilire a unor zone favorabile de dezvoltare a substanţei minerale utile şi de delimitare a zonelor cu perspectivă pentru substanţa respectivă ;

— în a doua etapă se trece la stabilirea unor indici cantitativi în zona favorabilă de dezvoltare. În vederea evaluării cantitative a rezervelor de prognoză, aceşti indici se extrapolează în zonele de perspectivă delimitate, fie cu aceleaşi valori, fie cu valori corectate, în funcţie de particularităţile geologice preliminate în etapa anterioară.

Indicii stabiliţi în zona cu perspectivă se folosesc atît în extinderea zăcămintelor cunoscute (a rezervelor de prognoză de ordinul I) cît şi în regiuni noi cu particularităţi geologice asemănătoare (rezerve de prognoză de ordinul II).

În prima etapă, cînd se examinează indicii direcţi şi indirecţi, se ţine seamă de toate datele rezultate din investigaţiile care s-au făcut pînă în acel moment. Se folosesc orice fel de informaţii survenite de la geologi, localnici etc., scrise sau verbale. Literatura geologică de specialitate, publicată şi nepublicată, constituie un preţios ajutor în munca geologilor în această etapă de întocmire a hărţilor de prognoză. Un deosebit rol în acest sens îl au specialiştii fondurilor geologice. Munca aceasta se face de către geologii cu multă experienţă, din diferite departamente, care evaluează rezerve de substanţe minerale utile, iar apoi se discută şi definitivează de către Comitetul geologic.

Pe hărţile de prognoză se separă suprafeţele cele mai favorabile în vederea programării şi efectuării planificate a lucrărilor geologice (prospecţiune, apoi explorare) în funcţie de rezultatele obţinute pe parcurs. Stabilirea celor mai favorabile suprafeţe se face pe grupe de substanţe, pe unităţi structurale şi tipuri genetice de zăcăminte ţinînd seamă de condiţiile geologice de formare şi de zăcămînt specifice substanţelor minerale utile respective.

Pe hărţile de prognoză de ordinul I se trec suprafeţele zonelor explorate sau în exploatare din cadrul regiuni cu condiţii geologice favorabile, întrucît pe baza acestora se stabilesc indicii care servesc la evaluarea rezervelor de prognoză de ordinul I.

Ţinînd seamă de particularităţile geologice ale teritoriului R.P.R., hărţile de prognoză, pe grupe de substanţe, se întocmesc separat pe marile unităţi structurale. Pentru hidrocarburi s-au întocmit şi hărţi de prognoză pe unităţi stratigrafice.

În etapa a doua se stabilesc anumiţi indici care servesc ca parametri de evaluare a rezervelor de prognoză, precum şi coeficienţii care efectuează aceşti indici (parametri).

1. *Suprafaţa posibil productivă.* Cea mai mare importanţă, în stabilirea cantitativă a rezervelor de prognoză, o prezintă evaluarea suprafeţelor posibil productive din suprafeţele favorabile, delimitate în prima etapă.

Este evident că, în general, nu întreaga suprafaţă delimitată ca favorabilă este şi efectiv productivă. Din această cauză se introduce un coeficient de corecţie, numit coeficient de reuşită. Acest coeficient reprezintă :

— pentru substanţele minerale utile solide : raportul dintre suprafaţa dovedită productivă şi suprafaţa totală explorată în zona sau regiunea cu perspectivă cercetată ;

— pentru hidrocarburi : raportul dintre numărul de structuri productive şi numărul total de structuri explorate în zona sau regiunea cu perspectivă.

2. *Indicele de productivitate* reprezintă cantitatea de rezervă ce revine pe unitatea de suprafaţă productivă a zonei în explorare şi a celei în exploatare. Acest indice se calculează din datele de cunoaştere pe baza lucrărilor de explorare sau de exploatare executate. Indicele de productivitate se aplică cu aceeaşi valoare, în cazul cînd caracteristicile zăcămintelor se apreciază că se menţin constante, sau se completează cu un coeficient de corecţie, în cazul cînd aceste caracteristici se schimbă.

3. *Indicele de grosime.* În unele cazuri (zăcăminte tubulare) dacă datele de cunoaştere existente, pentru zona explorată şi de perspectivă, permit stabilirea unor grosimi medii şi modul de variaţie ale acestora pentru corpurile de substanţă minerală utilă, în locul indicelui de productivitate se foloseşte indicele de grosime ca parametru de evaluare a rezervelor de prognoză.

4. *Rezerva medie pe structură.* În cazul zăcămintelor de hidrocarburi se foloseşte rezerva medie pe structură ca indice pentru evaluarea rezervelor de prognoză. Acest indice reprezintă raportul dintre totalul rezervelor $A + B + 60\%\ C_1$, determinate într-o regiune explorată şi numărul structurilor productive din această regiune. (Pe baza practicii s-a constatat că în medie rezervele de categoria C_1 se promovează la rezerve $A + B$ în proporţie de 60%).

5. *Indicele de frecvenţă a structurilor.* Pentru zăcămintele de hidrocarburi, întrucît unul din

factorii care condiţionează acumularea este prezenţa unei structuri sau „capcane", asimilabile cu o structură, în zonele mai slab cercetate se determină numărul de structuri posibil de identificat.

Acest indice reprezintă raportul dintre suprafaţa de dezvoltare a depozitelor sedimentare cu perspectivă şi suprafaţa medie aferentă unei structuri. Suprafaţa medie a unei structuri se determină în regiunile binecunoscute cu aceleaşi condiţii geologice ca şi în regiunea de prognoză şi reprezintă raportul dintre suprafaţa de dezvoltare a depozitelor sedimentare din regiunea cunoscută şi numărul structurilor identificate prin lucrări.

Cu ajutorul indicilor menţionaţi şi a coeficienţilor de corecţie rezultaţi din analiza condiţiilor geologice specifice fiecărei unităţi structurale şi grupe de substanţe se trece la evaluarea cantitativă concretă a rezervelor de prognoză prin metoda statistică în diferite variante.

II. Exemplificarea evaluării rezervelor de prognoză

Respectînd principiile expuse mai sus, teritoriul care face obiectivul evaluării rezervelor de prognoză se împarte în unităţi mari structurale, care prezintă anumite particularităţi din punctul de vedere al evoluţiei geologice. În cadrul acestor unităţi se analizează condiţiile formării şi acumulării substanţelor minerale utile plecîndu-se de la datele existente.

Exemplul 1. Evaluarea rezervelor de prognoză pentru hidrocarburi

Într-o unitate structurală majoră, pe baza lucrărilor executate, se constată că ea prezintă în diferite sectoare grade diferite de cunoaştere geologică şi economică ; lucrările executate (cartări, prospecţiuni şi explorări geologice) au dus la concluzia existenţei condiţiilor favorabile acumulării hidrocarburilor în anumite unităţi stratigrafice. Se constată că în unele sectoare se cunosc zăcăminte de valoare industrială în diferite formaţiuni, iar în alte sectoare există numai indicaţii asupra prezenţei condiţiilor de acumulare (roci colectoare, structuri etc.) sau asupra prezenţei hidrocarburilor în adîncime (manifestări de hidrocarburi la suprafaţă, roci impregnate în lucrările de foraj etc.).

Din examinarea datelor existente se observă că în sectorul de maximă concentrare a lucrărilor de explorare gradul de cunoaştere este ridicat, se cunosc posibilităţile de producţie pînă la adîncimea posibil a fi atinsă prin mijloacele tehnice actuale. Datorită acestui fapt, sectorul se consideră ca sector tip pentru întreaga unitate structurală şi pentru toate formaţiunile cunoscute ca productive sau cu indicaţii.

Pentru o formaţiune din sectorul tip, depozitele sedimentare productive ocupă o suprafaţă de 1 000 km², iar lucrările de prospecţiune geologică, geofizică şi de explorare au pus în evidenţă existenţa a 25 de straturi la formaţiunea respectivă. Din totalul structurilor cunoscute au fost explorate 22 ; din acestea s-au dovedit productive 10, din care 8 cu petrol şi 2 cu gaze. Raportînd numărul de structuri productive — cu petrol şi gaze — la numărul structurilor explorate, obţinem factorul de reuşită pentru sectorul considerat şi anume : $10 : 22 = 0{,}45$ (45%).

Totodată raportul între structurile productive cu petrol şi cele productive cu gaze este 8 : 2.

Suprafaţa medie pentru o structură cu o extindere de 40 km² rezultă din împărţirea suprafeţei ocupată de depozitele formaţiunii cu perspective la numărul structurilor detectate în sectorul tip.

Considerîndu-se că rezervele de categoria C_1 se transformă în proporţie de 60% în rezervele $A+B$, rezultă că pentru cele opt structuri productive cu petrol rezerva $A+B+C_1$ este de 200 milioane tone. În mod analog rezerva de gaze se consideră de 30 miliarde m³. Din aceste date obţinem că rezerva medie pe structură este de 25 milioane tone pentru structurile petrolifere (200 milioane : 8 structuri) şi de 15 miliarde m³ pentru structurile gazeifere (30 : 2). Rezervele medii determinate sînt valabile în condiţiile menţinerii grosimii colectorului în sectorul considerat.

În totalul structurilor cunoscute au rămas de explorat 3 structuri din care numai o structură se consideră că va fi productivă. (3 structuri × factorul de reuşită $0{,}45 = 1{,}35$ structuri productive).

Datorită condiţiilor geologice această structură se consideră că va fi productivă cu petrol, şi ţinînd seama de rezerva medie pe structură rezultă că rezerva de prognoză pentru formaţiunea dată din sectorul tip este de 25 milioane tone petrol.

Aceste rezerve se pot considera, după gradul de cunoaştere, ca rezerve de ordinul I.

Într-un alt sector al unităţii majore gradul de cunoaştere este mai scăzut. Se cunoaşte existenţa formaţiunii productive în sectorul tip, pe baza datelor de cercetare geologică, însă ea prezintă o reducere în grosime ca urmare a schimbării condiţiilor de depunere. Grosimea se reduce de la 30 m la 15 m rezultînd un factor de reducere a grosimii de 0,5. Pînă la data evaluării rezervelor de prognoză în acest sector nu a fost pusă în evidenţă nici o structură.

Suprafaţa ocupată de depozitele sedimentare ale formaţiunii considerate ca posibil productivă este de 600 km². Pe baza suprafeţei medii pe structura determinată în sectorul tip, — 40 km² — rezultă că este posibil să se descopere 15 structuri din care şapte productive cu petrol şi gaze (15 structuri × factorul de reuşită $0{,}45 = 6{,}75$ structuri).

Pe baza raportului între sectoarele productive cu petrol şi cele productive cu gaze rezultă că şase structuri vor produce petrol, iar o structură va produce gaze.

Întrucît grosimea colectorului scade cu 50% față de grosimea din sectorul tip, factorul de reducere a grosimii va afecta rezerva medie pe structură în mod corespunzător. În acest fel pentru sectorul în studiu, rezerva medie pe structură va fi de : 25 milioane tone petrol × 0,5 = 12,5 milioane tone petrol ; 15 miliarde m³ gaze × 0,5 = 7,5 miliarde m³ gaze.

Cu aceste valori se determină că rezerva de prognoză pentru sectorul și formațiunea considerată va fi de : șase structuri × 12,5 milioane tone = 75 milioane tone petrol și o structură × 7,5 miliarde m³ = 7,5 miliarde m³ gaze.

Exemplul 2. Evaluarea rezervelor de prognoză pentru cărbuni

a) Indicații directe. Într-o unitate structurală majoră considerăm un bazin binecunoscut în unele sectoare prin lucrări vechi și curente de exploatare. Pe marginile bazinului se cunosc aflorimente de cărbuni, iar forajele de referință, executate în diverse puncte ale bazinului, au semnalat prezența stratelor de cărbuni.

b) Premise stratigrafice. Depozitele sedimentare care intră în alcătuirea bazinului au prezentat în anumite perioade condiții favorabile pentru formarea zăcămintelor de cărbuni.

c) Premise litologice-structurale. Depozitele sedimentare și formațiunea purtătoare de cărbuni prezintă pronunțate variații în grosime și alcătuirea litologică.

În sectorul nordic al bazinului, formațiunea productivă prezintă un grad mai puternic de tectonizare și din această cauză cărbunele capătă un aspect lenticular.

Plecînd de la aceste premise, condiții favorabile pentru evaluarea rezervelor de prognoză prezintă regiunea situată la nord-vest din zonele cunoscute prin lucrările miniere, întrucît se consideră că în această direcție se continuă stratele de cărbuni.

În zona cea mai bine cercetată a bazinului se cunosc cîteva strate care se află în exploatare și ale căror rezerve $A + B + C_1$ determinate totalizează 15 milioane tone. Suprafața cunoscută ca productivă este de 3 km². Din aceste date rezultă că indicele de productivitate pentru acest bazin este :

$$\frac{15 \text{ mil. t}}{3 \text{ km}^2} = 5 \text{ mil. t/km}^2$$

Considerînd că pentru determinarea rezervelor $A + B + C_1$ a fost necesară exploatarea unei suprafețe de 4 km² din care s-a dovedit productivă numai o suprafață de 3 km², pentru determinarea coeficientului de reușită ea fiind :

$$\frac{3 \text{ km}^2 \text{ productivi}}{4 \text{ km}^2 \text{ explorați}} = 0{,}75$$

Pe de altă parte, din analiza datelor de cunoaștere existente, ținînd seamă de toate premisele geologice favorabile descrise, se estimează că în regiunea considerată suprafața de perspectivă este de 80 km².

Folosind în calcul valorile stabilite mai sus rezultă o rezervă de prognoză de cărbune pentru bazinul respectiv de :

80 km² × 0,75 × 5 mil. t/km² = 300 mil. t.

Exemplul 3. Evaluarea rezervelor de prognoză pentru zăcăminte de minereuri neferoase de tip filonian

Într-o regiune metalogenetică sînt cunoscute numeroase filoane metalifere legate genetic de erupțiile terțiare. În unele sectoare din regiune o serie de filoane sînt binecunoscute, fiind în mare parte exploatate sau explorate. Se cunoaște lungimea și grosimea filoanelor, precum și calitatea minereului. Filoanele cunoscute sînt grupate în partea sudică a masivului eruptiv, în sectoarele în care de sub cuvertura de lave andezitice cu piroxeni — de vîrstă pliocenă, apar produsele fazelor eruptive mai vechi. Aceste din urmă mai apar și în extinderea nord-vestică a regiunii, legate de ultima fază a vulcanismului.

Prin lucrările executate pînă în prezent în regiune, s-a stabilit succesiunea erupțiilor vulcanice, repartiția principalelor tipuri de roci și relațiile genetice ale mineralizațiilor cu unele faze eruptive și s-a constatat că filoanele mineralizate sînt localizate în majoritatea cazurilor în interiorul sau în imediata vecinătate a rocilor vulcanice și în strînsă legătură cu fenomenele de metamorfism hidrotermal (silicifieri, adularizare etc.). În regiune s-au semnalat : zone de alterație hidrotermală, pălării de fier, lucrări miniere vechi, anomalii geochimice și geofizice.

Premisele geologice privind existența mineralizațiilor polimetalice și în alte sectoare ale regiunii justifică o evaluare de rezerve de prognoză.

Evaluarea rezervelor de prognoză de ordinul I s-a bazat pe anumiți indici cantitativi și calitativi stabiliți în sectoarele binecunoscute și pe anumiți indici de prospecțiune.

În sectoarele cunoscute s-a cercetat o suprafață totală de 10 km², stabilindu-se ca purtătoare de mineralizații o suprafață de 0,8 km², deci un coeficient de reușită de 0,08. Productivitatea ce revine suprafeței mineralizate este de 10 t/m². Pentru rezerve de prognoză de ordinul I s-a considerat o suprafață cu premise geologice favorabile de 15 km². Folosind același coeficient de reușită de 0,08 și aceeași productivitate de 10 t/m², se obține cantitatea de rezerve de prognoză de ordinul I, de 15 km² × 0,08 × 10 t/m² = 12 milioane tone.

Considerăm și alt caz. Într-o regiune s-a explorat un zăcămînt filonian hidrotermal de Pb și Zn aproape vertical pe o lungime de aproximativ 800 m, iar pe înclinare pe aproximativ 270 m. Zăcămîntul a fost explorat prin 6 direcționale la 6 orizonturi cu distanța între ele de 30 m. S-au calculat rezerve de bilan $A + B + C_1$ și C_2 însumînd o cifră de 648 000 t ce revine unei suprafețe totale explorate egale cu 216 000 m². Indicele de productivitate pentru zona explorată este de $\frac{648\,000 \text{ t}}{172\,000 \text{ m}^2} = 3{,}7$ t/m². Din supra-

fața totală explorată de 216 000 m² mineralizația s-a conturat pe o suprafață de numai 172 000 m², adică coeficientul de reușită este de 0,8.

Prin lucrările gelogice de prospecțiune s-au pus în evidență atît pe direcția acestui filon la suprafață cît și pe înclinarea filonului prin foraje, aceleași premise geologice care au stat la baza explorării primei porțiuni din zăcămînt (premise structurale : filonașe cu aceeași direcție și înclinare, cu gangă de cuarț și pe alocuri cu Pb și Zn). Fenomene de alterare caracteristice zonelor hidrotermale și similare cu cel din sectorul explorat. Suprafața totală pe care se extind aceste premise se evaluează la aproximativ 864 000 m².

Această suprafață dacă o corectăm cu coeficientul de reușită considerînd același coeficient de productivitate de 3,7 se poate evalua o rezervă de prognoză de 2 557 440 rotunjit 2 557 000t.

★

Lucrarea a fost întocmită cu scopul de a da unele indicații metodologice privitor la modul cum considerăm că ar trebui să se evalueze rezervele de prognoză. Aceste indicații au un caracter general. Ele pot fi îmbunătățite desigur atunci cînd se trece la operația concretă de evaluare a rezervelor fie în extinderea zăcămintelor cunoscute fie în perimetre noi.

Materialul reprezintă în același timp o bază de discuție în rîndul geologilor care se ocupă cu asigurarea și creșterea bazei de materii prime minerale.

Realizarea a 250 m/lună la galeria de coastă de la mina Dîlja

Ing. Botea M. Alexandru

În Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R. între sarcinile trasate industriei miniere intensificarea ritmului de săpare a lucrărilor miniere de deschidere și pregătire, figurează ca una din măsurile principale ce trebuie să constituie o preocupare a muncitorilor din această ramură industrială. Pe această linie, problema realizării unor viteze mai mari de înaintare în lucrările miniere de deschidere și pregătire își păstrează o continuă actualitate, rămînînd una din principalele preocupări ale colectivelor de ingineri și tehnicieni minieri.

Bazat pe Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R., Combinatul carbonifer Valea Jiului, și-a propus ca în următorii trei ani adică pînă în 1965, mina Dîlja să fie pusă în exploatare la capacitatea de 100 000 t/an. Avînd în vedere termenul relativ scurt pentru atingerea obiectivului urmărit, a fost necesară luarea unor măsuri tehnico-organizatorice, care să ducă la creșterea vitezelor medii de execuție a lucrărilor de deschidere. Luînd în considerație că sistemul de deschidere a minei Dîlja inițial a fost prevăzut printr-o galerie de coastă la cota 607 și un puț principal, s-a preconizat ca la aceste lucrări să se obțină viteze record, permițînd astfel crearea din timp a unor noi fronturi de lucru necesare deschiderii.

Însemnătatea înaintărilor rapide la galerii și puțuri poate fi concretizată sub următoarele aspecte :

1. Se realizează într-un timp mai scurt cunoașterea parametrilor geologici permițînd a se lua din timp unele măsuri tehnice și totodată a se crea posibilitatea verificării din timp a obiectivelor proiectate.

2. Se realizează într-un timp mai scurt punerea în producție la capacitatea nominală a unor blocuri aferente cîmpului minier.

3. Se realizează într-un timp mai scurt rezolvarea unor probleme de bază și aducerea acestora la o situație normală prin îmbunătățirea aerajului minei și crearea unor noi căi de legătură și transport mai convenabile.

4. Se obțin avantaje organizatorice, și ca atare efecte economice mai favorabile, ținîndu-se seamă de posibilitățile de concentrare a punctelor de atac aflate simultan în lucru.

5. Se obțin indici mai buni și randamente mai mari ceea ce influențează favorabil o corelație justă între principalii indici de plan ai minei.

6. Se obține reducerea prețului de cost pe metru de galerie realizată, ceea ce conduce la economii față de devizul lucrării. Reducerea prețului de cost al săpării lucrărilor de investiții influențează favorabil prețul de cost al producției viitoare prin cotele de amortisment mai reduse ce vor reveni pe tona extrasă.

Avînd în vedere importanța galeriei de coastă și avantajele ce pot fi obținute, conducerea minei a încredințat săparea acestei lucrări unui colectiv de mineri care a mai executat și în trecut acest gen de lucrări, avînd în prealabil o îndelungată experiență de lucru cu mașinile de încărcat E.P.M.-1.

În strînsă colaborare cu personalul tehnic şi ingineresc, brigada a realizat în 27 zile lucrătoare o înaintare de 250 m la o galerie dublă cu profil de 12 m² îndeplinindu-şi în mod exemplar, angajamentul luat.

În vederea execuţiei lucrării, s-a întocmit de către personalul tehnic şi ingineresc, împreună cu organizaţia de partid şi sindicatului, un plan de măsuri tehnice şi organizatorice. Acest plan ţinînd seamă de condiţiile geologice, în afara ciclogramei lucrărilor de înaintare, a cuprins şi măsurile necesare pentru organizarea transportului sterilului şi a materialelor, precum şi pentru organizarea lucrului în front. O atenţie deosebită s-a dat alegerii şi verificării utilajului de săpare.

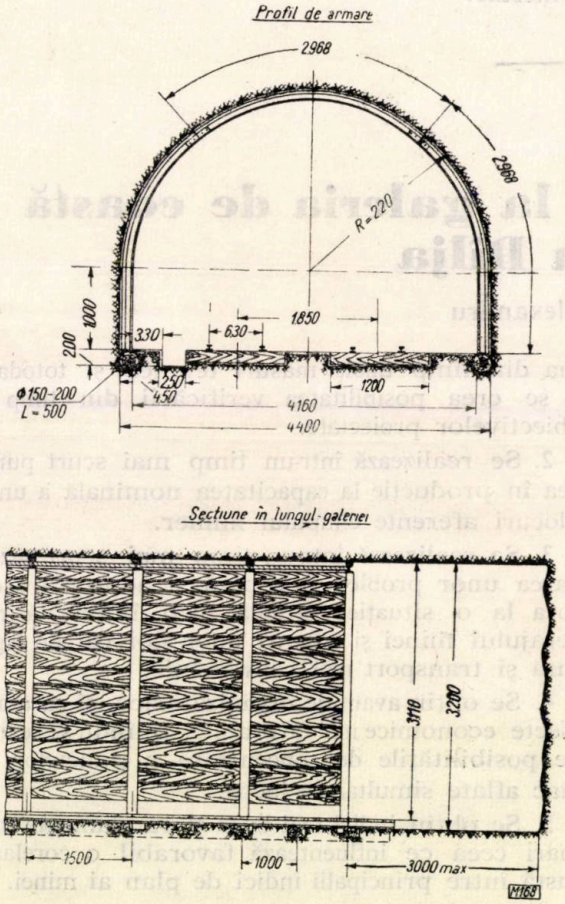


Fig. 1.

Traseul galeriei, aşa cum a indicat documentaţia geologică, a traversat două grupe de roci: conglomerat cu intercalaţii de silice şi marnă argiloasă roşie.

Rocile străbătute fiind slabe, a fost necesară execuţia unei susţineri în cîmpuri de 1,5 m cu fier T.H. şi pocal, bandajarea executîndu-se cu jumătăţi de lemn pregătite la suprafaţă şi la dimensiunile corespunzătoare.

O atenţie deosebită s-a acordat şi compunerii brigăzii. Brigada compusă din 28 +1 muncitori a fost împărţită în patru echipe avînd fiecare cîte un şef de schimb.

La alegerea minerilor s-a ţinut seamă — în afară de practica respectivă în lucrările de săpare a galeriilor — şi de pregătirea specială în celelalte domenii, de exemplu în manevrarea maşinii de încărcat, astfel încît fiecare dintre mineri să poată executa orice lucrare în front. Cei şapte mineri din echipă au fost folosiţi exclusiv pentru lucrările propriu-zise de săpare. Pentru montarea tuburilor de aeraj, verificarea perforatoarelor şi maşinilor de încărcat, prelungirea conductei de apă şi aer comprimat şi manevrarea vagonetelor pline şi goale, au fost repartizaţi în fiecare schimb de 8 h, un mecanic, un electrician şi doi muncitori.

Înainte de începerea lucrărilor de săpare s-a ţinut la mină o consfătuire de producţie în care s-a indicat fiecărui membru al brigăzii locul respectiv de muncă din front. Totodată s-a făcut şi un instructaj asupra normelor de tehnica securităţii la lucrările de săpare, subliniindu-se — în mod special — faptul că respectarea strictă a disciplinei în muncă şi a măsurilor de siguranţă este o condiţie obligatorie pentru realizarea cu succes a lucrării.

Printre lucrările cele mai importante din perioada de pregătire, a fost şi întocmirea unei ciclograme care a stat la baza organizării lucrului în front.

La întocmirea acestei ciclograme s-a ţinut seamă de experienţa cîştigată de grupa de muncitori în perioada anterioară.

În figura 2 este prezentată ciclograma de lucru pe patru schimburi pe zi şi o înaintare de 9 m în 24 ore.

Elementele ce au stat la baza planului privind realizarea acestei înaintări de către brigadă şi care au servit totodată la întocmirea ciclogramei arătate l-a constituit considerentul că în 27 zile lucrătoare din luna octombrie, lucrîndu-se în mod continuu cu patru schimburi pe zi, s-au realizat 108 schimburi. Dacă la două schimburi se reuşeşte să se obţină trei cicluri cu un atac mediu de 1,5 m se va putea realiza într-o lună o înaintare de $\frac{108}{2} \times 1{,}5 \times 3 = 243$ m.

Experienţa cîştigată la lucrările de puşcare ne-a permis să se considere că în condiţiile locului respectiv de muncă cea mai potrivită schemă de puşcare este cea cu şimbure pană, perforîndu-se, conform figurii 3. 28 găuri de mină.

Pentru realizarea unei înaintări medii de 1,50 m/ciclu lungimea găurilor de mină a fost în medie de 1,70 m obţinîndu-se astfel un coeficient de rupere de 0,88. Perforarea găurilor s-a făcut în general cu sfredele cu tăiş în daltă. Numărul găurilor de mină perforate într-un ciclu au fost de 28, revenind astfel 2,3 găuri la 1 m² secţiune de săpare.

Explozivul folosit a fost dinamita cu un consum de 23 kg la un ciclu, rezultînd astfel un consum specific de 1,28 kg/m³ rocă în masiv.

GRAFIC
pentru organizarea muncii la săparea galeriei la o zi cu o viteză de 90 m/zi

Nr. crt.	DENUMIREA OPERAȚIILOR	Nr. de oameni	Durata operațiilor
1	Primirea și predarea schimbului	7	15 min
2	Perforarea găurilor de mină	4	45 min
3	Montarea susținerii definitive	4	45 min
4	Încărcarea explozivului și impușcarea	3	45 min
5	Aerisirea locului de muncă	7	15 min
6	Punerea locului de muncă în stare de siguranță	2	15 min
7	Încărcarea și evacuarea rocii	7	1 h 45 min
8	Montarea c.f.	2	45 min
9	Stropirea rocii	3	15 min
10	Executarea canalului de scurgere	7	15 min

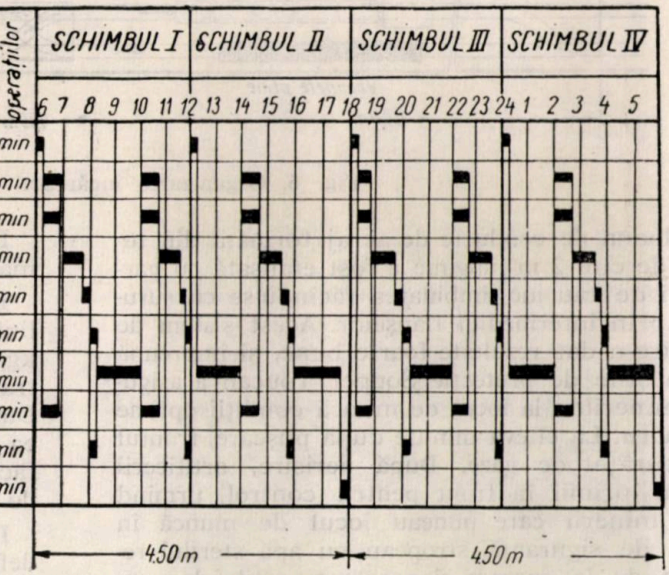


Fig. 2.

Explodarea găurilor s-a efectuat cu ajutorul explozoarelor electrice tip Z.K. 300 (R.P.P.) și M. 514 K. (Austria).

Înainte de începerea săpării s-a prevăzut și stabilirea echipamentului mecanic de lucru, precum și alimentarea locului de muncă cu aer comprimat, cu apă și energie electrică.

În imediata apropiere a frontului se găsea în permanență o conductă de aer comprimat cu diametrul de 76 mm la extremitatea căreia se găsea un distribuitor de aer comprimat cu opt

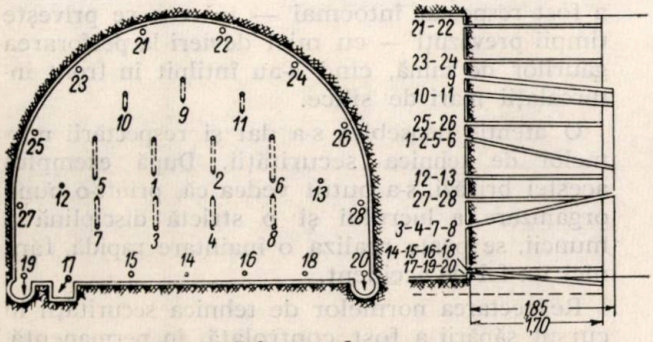


Fig. 3. Schema de pușcare.

ramificații. În timpul perforării se legau la fiecare ramificație a distribuitorului cîte un furtun de cauciuc cu diametrul de 19 mm.

Presiunea aerului comprimat în front varía, la funcționarea în plin a perforatoarelor între 4,5 și 5 at. Alimentarea cu apă pentru stropire se făcea cu ajutorul unei conducte cu diametrul interior de 40 mm la extremitatea căreia s-a montat un furtun ce făcea legătura cu un dispozitiv de stropire.

Perforatoarele folosite au fost de tip CP-19 Independența Sibiu.

În ceea ce privește uneltele auxiliare, acestea se găseau întotdeauna în front în număr suficient. Ca mașini de încărcat s-au folosit mașinile de încărcat electrice tip E.P.M.-1, mașini ce au dat bune rezultate de mai mult timp.

Butoanele de manevră ale uneia din cele două mașini folosite în front au fost schimbate pe partea stîngă astfel încît manipulatorii ambelor mașini să poată sta în timpul lucrului în front pe partea dinspre peretele galeriei. În figura 4 este arătată poziția ambelor mașini de încărcat în front.

În frontul de săpare se găsea în permanență o mașină de încărcat de rezervă cu posibilitatea de comandă atît din partea stîngă cît și din partea dreaptă. În plus se mai găsea în front, ca rezervă, un motor electric de 10,5 kW, lanțuri pentru mașini și siguranțe.

Aerajul s-a realizat aspirant cu ajutorul tuburilor de aeraj cu diametrul de 500 și a ventilatoarelor Prohodka.

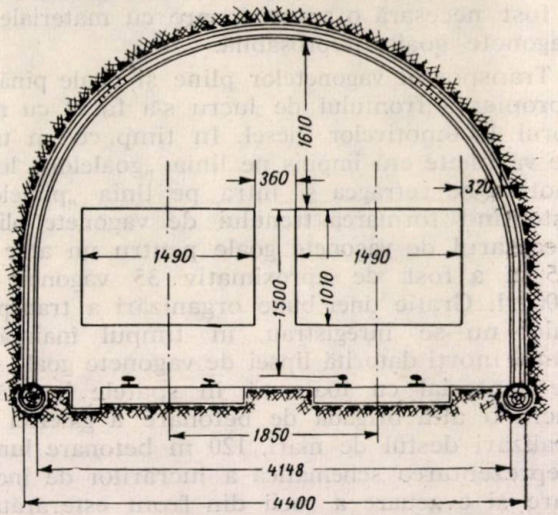


Fig. 4. Amplasarea mașinilor de încărcat.

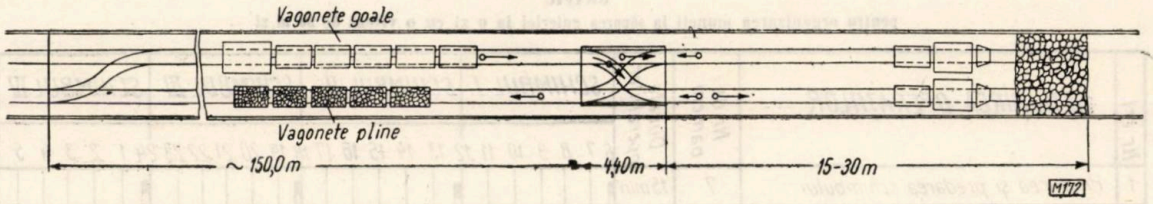


Fig. 5. Organizarea încărcării şi evacuării rocii.

Coloana de conducte de aeraj formată din tuburi de cîte 2 m lungime a fost etanşată cu garnituri de cauciuc, îmbinarea făcîndu-se cu şuruburi prin intermediul flanşelor. Acest sistem de aerisire a dat rezultate foarte bune, şi împreună cu măştile de protecţie Souper Toucan a asigurat minerilor la locul de muncă condiţii optime de lucru. La cîteva minute după puşcare, frontul era curăţat de gaze. După aerisire, artificerii intrau primii în front pentru control, urmînd apoi minerii care puneau locul de muncă în stare de siguranţă, stropeau cu apă sterilul rezultat de la puşcare şi pregăteau utilajele pentru încărcarea rocii. După terminarea acestor pregătiri, doi mineri începeau operaţia de încărcare cu maşinile E.P.M.1.

Pentru a se accelera schimbarea vagonetelor în front, se folosea un panou de racordare mobil, cu o placă macaz în X care se aşază la 15—25 m distanţă de front, astfel încît între frontul de lucru şi panou, să rămînă o porţiune de linie liberă pe care să poată trece maşina de încărcat şi primul vagonet. Mutarea panoului spre front se făcea cu ajutorul maşinilor de încărcat care îl trăgeau cu ajutorul cablurilor, o dată pe săptămînă.

În timp ce doi oameni manipulau maşina de încărcat, doi muncitori, la fiecare maşină, manevrau vagonetele goale şi pline. Un muncitor curăţa în permanenţă linia de rocă, pentru a se evita deraierile, iar alţi doi muncitori apropiau de front vagonetele goale şi materialul necesar armării.

Trebuie subliniat faptul că la această înaintare a fost necesară o aprovizionare cu materiale şi vagonete goale, ireproşabilă.

Transportul vagonetelor pline şi goale pînă în apropierea frontului de lucru s-a făcut cu ajutorul locomotivelor Diesel. În timp ce un tren de vagonete era împins pe linia „goalelor", locomotiva se retrăgea şi intra pe linia „plinelor" aşteptînd formarea trenului de vagonete pline. Necesarul de vagonete goale pentru un atac de 1,5 m a fost de aproximativ 35 vagonete de 1 000 l. Graţie unei bune organizări a transportului nu se înregistrau, în timpul înaintării, timpi morţi datorită lipsei de vagonete goale sau de material cu toate că în spatele înaintării lucra o altă brigadă de betonare a galeriei cu realizări destul de mari, 120 m betonare lunar. Reprezentarea schematică a lucrărilor de încărcare şi evacuare a rocii din front este arătată în figura 5.

După terminarea încărcării, linia se muta numai atunci cînd era necesar.

Echipei de săpare îi revenea numai montarea liniei provizorii, confecţionată din şină de 13,5 kg/m de cîte 3,5—4,0 m lungime, montată pe traverse de lemn la ecartamentul de 630 mm. După montarea liniei provizorii se aşeza peste ea linia culisantă şi se începea cu un nou ciclu, făcîndu-se pregătirile pentru perforarea găurilor de mină.

Înlocuirea căii ferate provizorii cu cale ferată definitivă s-a făcut de către grupa de feroviarii ce lucra în spatele brigăzii de betonare care urmărea frontul de înaintare la o distanţă de aproximativ 150—250 m. Executarea canalului de scurgere s-a făcut de către muncitorii din brigadă la fiecare 4,5 m, adică la fiecare două schimburi.

Serviciul topografic al minei controla zilnic direcţia şi secţiunea galeriei, precum şi poziţia maşinilor de încărcat astfel încît să fie loc suficient pentru manipulanţii lor.

Graţie verificării regulate şi exigente, brigada a reuşit să execute o lucrare de calitate. În ceea ce priveşte graficul pentru organizarea muncii, a fost respectat întocmai — în ceea ce priveşte timpii prevăzuţi — cu mici devieri la perforarea găurilor de mină, cînd s-au întîlnit în front intercalaţii mari de silice.

O atenţie deosebită s-a dat şi respectării normelor de tehnica securităţii. După exemplul acestei brigăzi, s-a putut vedea că, printr-o bună organizare a lucrului şi o strictă disciplină a muncii, se poate realiza o înaintare rapidă, fără nici un fel de accident.

Respectarea normelor de tehnica securităţii în cursul săpării a fost controlată, în permanenţă, de către artificierul însărcinat anume cu acest loc de muncă, iar zilnic de către un inginer.

În condiţiile sus-amintite au fost obţinuţi următorii indici tehnico-economici:

— viteza de săpare 250 m;
— productivitate 3,83 m³/post;
— realizarea planului 215%;
— consum specific de explozivi 1,28 kg/m³;
— coeficient de utilizare a găurilor de mină 0,88;
— numărul de găuri pe m² 2,3.

Experienţa cîştigată pînă în prezent la săparea acestei galerii permite formularea unor recomandări ce trebuie avute în vedere pe viitor.

a) Din punct de vedere tehnic :

1) pasul de înaintare de 1,50 m în cazul cînd se execută armarea completă este optim deoarece permite evacuarea sterilului în timpul prevăzut în ciclu ;

2) schema de puşcare ce a dat rezultatele cele mai bune este aceea cu sîmbure pană ;

3) utilizarea capselor cu reofori lungi permite amplasarea cartuşului amorsat mai la fundul găurii, obţinîndu-se astfel un coeficient mai mare de utilizare a găurilor de mină ;

4) perforarea spre tavan a unui număr mai mare de găuri şi încărcarea cu exploziv mai puţin permite o mai corectă profilare, nemaifiind necesar să se ajusteze cu ciocanul de abataj sau să se umple golurile cu steril rezultat din cauza unei rupturi prea mari ;

5) în cazul folosirii maşinilor de încărcat E.P.M.-1, este indicată folosirea vagonetelor de 1 000 l şi nicidecum a vagonetelor basculante al căror gabarit este mai îngust, nepermiţînd astfel descărcarea cupei maşinii complet în vagonet.

b) Din punct de vedere organizatoric :

1) se recomandă ca schimbul să se facă la faţa locului, permiţînd astfel o continuitate a operaţiilor cuprinse în ciclu ;

2) membrii brigăzii trebuie instruiţi în mod temeinic, în prealabil, asupra sarcinilor ce le revin conform ciclogramei stabilite, pentru a asigura o utilizare cît mai deplină a timpului de lucru ;

3) asistenţa tehnică şi conducerea operativă trebuie încredinţată unor tehnicieni cu experienţă ;

4) materialele trebuie procurate înainte de începerea lucrărilor, în cantităţile necesare întregului volum de lucrări ce trebuie executate, deoarece practica a arătat că pot surveni adesea întîrzieri la sosirea acelor materiale a căror aprovizionare a fost lăsată a fi efectuată pe parcurs ;

5) pentru intervenţiile de ordin electro-mecanic, trebuie prevăzuţi electro-lăcătuşi, care pot fi sau nu incluşi chiar în efectivul brigăzii.

Experienţa a arătat că dotarea brigăzii cu utilaje corespunzătoare şi asigurarea materialului necesar, permite realizări mai mari, însă factorul important, îl constituie, în continuare, organizarea perfectă a muncii în fron şi a lucrărilor auxiliare.

În concluzie se poate spune că brigada de înaintare de la mina Dîlja, condusă de tov. Demeter Augustin şi-a îndeplinit cu succes angajamentul luat, constituind astfel un exemplu în muncă.

Tf 62/67
LEFORDITVA

Posibilităţile şi limitele de folosire a modelelor electrice de aeraj

Ing. I. Matei

Ritmul actual al producţiei, creşterea numărului şi amploarea întreprinderilor miniere, adîncimea crescîndă de la an la an a exploatărilor, introducerea pe scară largă a mecanizării şi tendinţa de uşurare continuă a condiţiilor de muncă a minerilor pun în faţa ştiinţei miniere probleme noi, importante şi complicate.

În rezolvarea problemelor de tehnică minieră se recurge, din ce în ce mai mult, la documentarea teoretică asupra elementelor care alcătuiesc procesul de producţie. Urmărind specificul propriu şi analizînd complexitatea legăturilor dintre ele, se contribuie la progresul şi perfecţionarea acestei ramuri a tehnicii.

Unul dintre factorii preponderenţi în desfăşurarea armonioasă a activităţii miniere, în ceea ce priveşte viaţa, sănătatea şi productivitatea muncii muncitorilor, este problema aerajului şi ridicarea permanentă a capacităţii de producţie a instalaţiilor miniere. Aceasta impune o tratare ştiinţifică şi temeinică a aerajului minier.

Aerajul nu numai că nu poate fi lăsat fără control, ci pretinde o urmărire continuă şi aprofundată, folosindu-se cele mai moderne aparate şi cele mai noi cuceriri ale ştiinţei şi tehnicii mondiale în acest domeniu.

Astfel, în ultimii ani, atît în Uniunea Sovietică cît şi în alte ţări a luat o dezvoltare mare noua metodă de cercetare a reţelelor de aeraj minier, cu ajutorul modelelor electrice, care oferă posibilitatea rezolvării — relativ uşor şi repede — a problemelor complicate ce se ivesc în teoria aerajului minier.

În metodele obişnuite de calcul al aerajului, de cele mai multe ori se ţine seamă numai de perioadele caracteristice de execuţie a lucrărilor

miniere, cum ar fi începutul şi sfîrşitul lucrărilor. În realitate trebuie să se cunoască la fel şi condiţiile de aerisire a lucrărilor miniere, în diferitele stadii de dezvoltare a acestora. De aceea este neapărat necesară efectuarea unui control periodic, care să scoată în evidenţă modul de funcţionare a instalaţiilor de aeraj, distribuirea aerului pe diferite ramificaţii etc.

Efectuarea unor asemenea calcule, prin metodele analitice şi grafice aplicate pînă în prezent, este complicată şi nu totdeauna precisă. Folosirea modelelor electrice uşurează şi grăbeşte efectuarea calculelor şi dă posibilitatea de a controla aerajul minelor, de a înlătura deficienţele ivite, mărind astfel securitatea în mină.

I. Scurte consideraţii asupra clasificării sistemelor de aeraj

Reţelele de aeraj se deosebesc între ele prin numărul de lucrări miniere legate în reţea, unele fiind mai simple, altele mai complicate. Corespunzător acestor variante, şi sistemele de aeraj se deosebesc între ele. Pentru a putea analiza în mod just raporturile care intervin între elementele sistemelor de aeraj, se impune aprecierea justă a caracteristicilor lor, după care se alcătuieşte clasificarea diferitelor sisteme.

Tabela 1

	1 Neramificate		2 strict	
3 Sisteme de aeraj	4 Ramificate	5 simple	normale	rezolvabile 9
			diagonale	compatibile 9
		complexe 6	normale	compatibile 9
			diagonale	nerezolvabile cu stricteţe (incompatibile) 10

În tabela 1 este redată clasificarea sistemelor de aeraj în funcţie de numărul, modul de legare şi caracterul ramificaţiilor, precum şi după posibilitatea de a fi rezolvate sau nu.

a) Dacă sistemul este alcătuit dintr-un singur circuit — ramificaţiile fiind deci legate în serie — sistemul este „neramificat" (fig. 1).

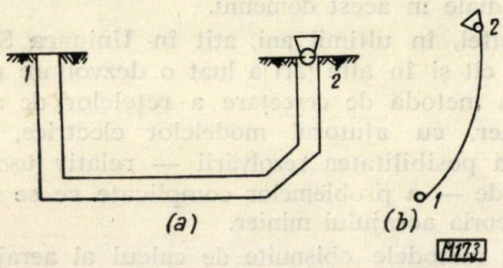


Fig. 1. Sistem de aeraj neramificat: *a* — schema spaţială; *b* — schema canonică.

b) Existenţa în sistem a cel puţin două circuite de aeraj face ca sistemul să fie clasificat în rîndul sistemelor „ramificate" (fig. 2 şi 3).

c) În cazul în care sistemul de aeraj este alcătuit numai din două circuite, legate în paralel, el este considerat sistem „simplu normal" (fig. 2).

d) Dacă se menţine condiţia de la punctul precedent, cu specificarea că cele două circuite paralele sînt legate cu o ramificaţie diagonală, sistemul este „simplu diagonal" (fig. 3).

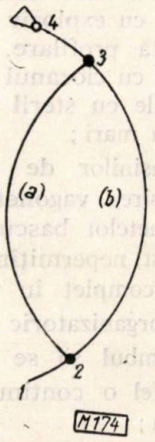


Fig. 2. Sistem simplu normal.

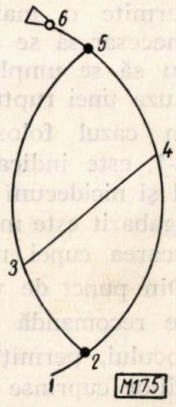


Fig. 3. Sistem simplu diagonal.

e) Existenţa în sistem a mai mult de două circuite, sau cel puţin două ramificaţii diagonale, sau a mai multor ramificaţii paralele şi cel puţin una diagonală clasifică sistemul în categoria celor „complexe normale" (fig. 4).

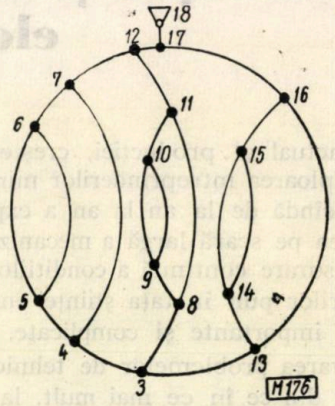


Fig. 4. Sistem complex normal.

f) Dacă sistemul complex normal cuprinde şi ramificaţii diagonale, el este considerat „complex diagonal" (fig. 5).

Cu excepţia unei părţi din sistemele complexe diagonale, toate celelalte sisteme pot fi rezolvate cu precizia impusă de cercetare sau proiectare, adică ele sînt compatibile.

Sistemele complexe diagonale ce nu pot fi rezolvate decît din aproape în aproape sînt incompatibile.

În practică, clasificarea sistemelor de aeraj se face în baza schemelor canonice, acestea făcînd posibilă caracterizarea corespunzătoare a ramificaţiilor, normale şi diagonale.

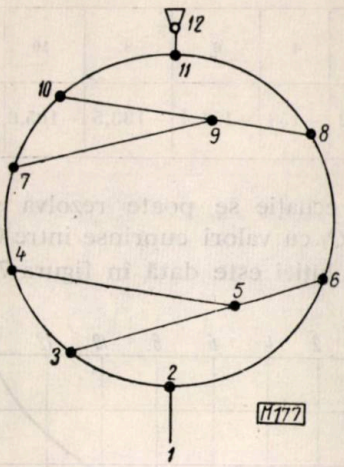


Fig. 5. Sistem complex diagonal.

La clasificarea efectuată, în definirea sistemului se mai adaugă numărul ventilatoarelor principale care lucrează în cadrul lui; aceasta deoarece, în cazul funcţionării în comun a mai multor ventilatoare, sensul scurgerii aerului în orice ramificaţie diagonală este în funcţie de influenţarea reciprocă a lor.

II. Metodele de rezolvare a sistemelor de aeraj

Rezolvarea sistemului de aeraj constă în stabilirea distribuţiei cantitative a curenţilor de aer, cu debitele şi sensul lor de scurgere, avînd în vedere reţeaua şi izvoarele de depresiune.

Ţinînd seamă de clasificarea precedentă a sistemelor de aeraj, de complexitatea fenomenelor în cazul curgerii aerului prin reţea, rezolvarea acestor siteme este diferită de la caz la caz.

În general, metodele de rezolvare a sistemelor de aeraj sînt următoarele:

— metode algebrice (parametrice);
— metode grafice;
— metoda aproximărilor convergente;
— metoda simplificării sistemului;
— metoda bifurcării ramificaţiilor;
— metoda condiţiilor prealabile;
— metoda bazată pe folosirea modelelor electrice de aeraj.

Rezolvarea strictă a sistemelor de aeraj neramificate, ramificate simple şi complexe se face prin aplicarea de metode grafice şi algebrice, dacă vehicularea aerului este datorită acţiunii unui ventilator. Calculul sistemelor normale — simple sau compuse — care funcţionează sub acţiunea comună a mai multor ventilatoare, sau a altor izvoare de depresiune, poate fi efectuat numai prin metoda grafică. Rezolvarea sistemelor complexe diagonale, sub acţiunea unuia sau a mai multor ventilatoare, poate fi efectuată grafic numai pentru acele sisteme care îndeplinesc criteriul rezolvării stricte.

Pentru cazul sistemelor complexe diagonale cu un singur ventilator, rezolvarea grafică se poate obţine cu stricteţe dacă ventilatorul are depresiunea: h = constant, îndeplinind în acelaşi timp şi condiţia impusă de criteriul rezolvării stricte.

Apreciind valoarea practică a metodelor de rezolvare a sistemelor de aeraj enumerate mai sus, se poate observa că:

a) Metodele grafice şi algebrice sînt utilizabile pe scară largă în rezolvarea sistemelor simple normale şi diagonale care îndeplinesc criteriul strictei rezolvări.

b) Metoda aproximărilor convergente serveşte la rezolvarea sistemelor complexe diagonale ce nu îndeplinesc condiţiile impuse de criteriul strictei rezolvări.

c) Metodele simplificării sistemului şi bifurcării ramificaţiilor sînt folosite fie în cazuri aparte, fie ca metode auxiliare în rezolvarea sistemelor complexe diagonale.

d) Metoda condiţiilor prealabile rezolvă probleme, impuse de la caz la caz în orice tip de sistem, folosind şi celelalte metode.

e) Metodele bazate pe modele electrice pot rezolva probleme pentru orice tip de sistem.

Considerînd că metodele de rezolvare a sistemelor de aeraj amintite mai sus sînt cunoscute din literatură, se vor face cîteva observaţii asupra ultimei metode, mai puţin utilizată pînă în prezent în practică.

III. Rezolvarea sistemelor de aeraj cu ajutorul modelelor electrice

Stadiul actual al tehnicii construcţiei modelelor electrice de aeraj permite rezolvarea următoarelor probleme:

— cercetarea influenţei produse de săparea diferitelor lucrări miniere planificate asupra sistemelor de aeraj;

— stabilirea măsurilor ce trebuie luate în cazul defectării instalaţiilor principale de aeraj, prin producerea de surpări accidentale, izbucnirea unui foc subteran etc.;

— stabilirea presiunii necesare în circuitele de aeraj parţial;

— stabilirea parametrilor pentru ventilatoarele noi, care urmează să fie instalate;

— situaţia aerajului la minele proiectate etc.

Rezolvarea problemelor de mai sus este posibilă cu ajutorul modelelor electrice realizate pînă în prezent.

Din modul cum funcţionează modelele electrice actuale rezultă că ele nu răspund — pe cale industrială — tuturor condiţiilor dorite de practică. Pînă acum nu s-au putut construi modele electrice care :

a) să arate în mod automat defectele produse spontan ;

b) să dea în mod automat semne de prevenire în cazul unui accident din mină ;

c) să indice în mod automat măsurile ce trebuie luate pentru îmbunătăţirea aerajului.

Rezolvarea acestor probleme presupune legarea modelului electric la un sistem de control automat din mină, de unde modelul să fie dirijat prin înregistratoare de presiune şi debit.

S-a amintit mai sus că timpul necesar pentru rezolvarea unei probleme de aeraj cu ajutorul modelului electric diferă foarte mult de cel necesar pentru rezolvarea aceleiaşi probleme prin metode grafice şi analitice. Pentru întărirea acestei afirmaţii se ia ca exemplu rezolvarea următorului sistem de aeraj :

Se consideră un circuit de aeraj simplu (fig. 6), determinat de cifrele caracteristice ale ele-

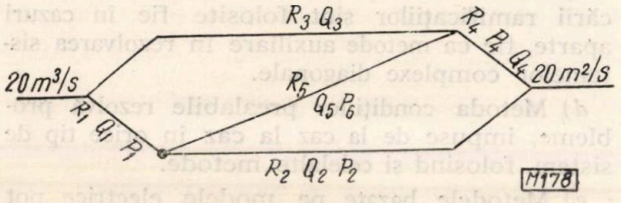


Fig. 6. Circuit de aeraj simplu.

mentelor componente date, şi se pune problema de a se determina în mod analitic debitul de aer în diagonală, dacă debitul total înaintea bifurcării este :

$$Q = 20 \text{ m}^3/\text{s}.$$

Pentru aflarea lui Q_5 se pot scrie următoarele ecuaţii, care reies din legile lui Kirchhoff :

$$R_1 Q_1^2 + R_5 Q_5^2 = R_3 Q_3^2 \quad (1)$$

$$Q_3 = 20 - Q_1 \quad (2)$$

$$R_1 Q_1^2 + R_2 Q_2^2 = R_3 Q_3^2 + R_4 Q_4^2 \quad (3)$$

$$Q_4 = Q_3 + Q_5 = 20 - Q_1 + Q_5 \quad (4)$$

Prin înlocuirea ecuaţiilor (2) şi (4) cu ecuaţiile (1) şi (3), aceste patru ecuaţii se reduc la două : (1 a) şi (3 a), care au numai necunoscutele Q_1 şi Q_5 :

$$R_1 Q_1^2 + R_5 Q_5^2 = R_3 (20 - Q_1)^2 \quad (1a)$$

$$R_1 Q_1^2 + R_2 (Q_1 - Q_5)^2 = R_3 (20 - Q_1)^2 + R_4 (20 - Q_1 + Q_5)^2 \quad (3a)$$

Din aceste două ecuaţii se pot calcula necunoscutele Q_1 şi Q_5. Astfel, din ecuaţia (1 a) se explicitează valoarea lui Q_5 şi se înlocuieşte în ecuaţia (3 a). După înlocuirea rezistenţelor cu valorile lor caracteristice $R_1 = 0{,}20\ K_\mu$, $R_2 = 0{,}381\ K_\mu$, $R_3 = 0{,}75\ K_\mu$, $R_4 = 0\,0307\ K_\mu$ şi $R_5 = 0{,}60\ K_\mu$ se obţine ecuaţia simplificată :

$$0{,}121\, Q_1^2 + 13{,}72\, Q_1 - 137{,}1 - \sqrt{0{,}916\, Q_1^2 - 50\, Q_1 + 500\,(0{,}7\, Q_1 + 1{,}228)} = 0. \quad (5)$$

Tabela 2

Q_1	2	4	6	8	10	12	14
y	−162	−158	−151,4	−133,5	−105,6	−76,3	−9,3

Această ecuaţie se poate rezolva grafic înlocuindu-se Q_1 cu valori cuprinse între 0 şi 20.

Curba soluţiei este dată în figura 7.

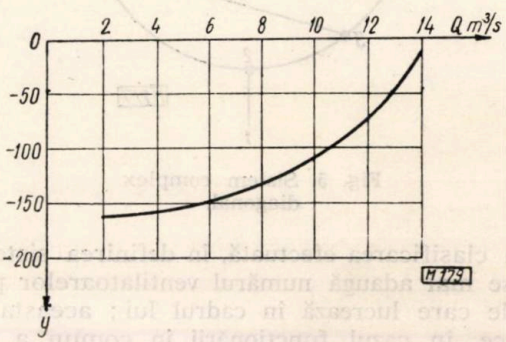


Fig. 7.

La $Q = 14$, expresia de sub radical devine negativă, deci soluţia ecuaţiei poate fi găsită în intervalul $12 < Q_1 < 14$.

Într-adevăr, reiese că Q_1, = 12,25 m³/s. Cunoscînd pe Q_1, găsim pe $Q_5 = 5$ m³/s.

Calculele intermediare nu au fost expuse. Din rezolvarea acestui exemplu reies limpede timpul necesar şi volumul mare de lucru pentru o problemă relativ simplă, care s-ar putea rezolva cu ajutorul modelelor electrice într-un timp cu mult mai scurt, fără să survină vreo greşeală de calcul.

Principiul de bază al modelelor electrice de aeraj constă în faptul condiţional ca mărimile principale tehnice de aeraj, cuprinse în legea $P = RQ^2$, cum sînt : debitul de aer Q, scăderea presiunii $\triangle P$ şi rezistenţa R, să fie reprezentate prin mărimi electrice, să poată fi corectate şi să fie accesibile măsurării. Combinarea unui număr mare de astfel de ecuaţii cu rigla de calcul este practic imposibilă.

Alegerea mărimilor electrice de comparat trebuie astfel făcută ca, o dată cu legea rezistenţei să fie satisfăcută şi legea ramificaţiei curenţilor, a lui Kirchhoff, adică : între două puncte de ramificaţie, de-a lungul căilor paralele de aeraj, căderea de presiune este aceeaşi (fig. 8, *a*), $P = R_1 Q_1^{2\prime\prime} = R_2 Q_2^2$, şi la fiecare punct de ramificaţie

suma curenţilor care intră în circuit este egală cu suma curenţilor care ies (fig. 8, *b*), $Q_1 + Q_2 = Q = Q_3 + Q_4$.

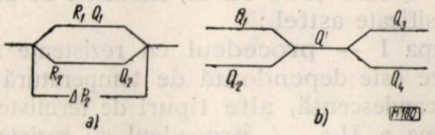


Fig. 8.

Modelele de aeraj electrice cunoscute pînă în prezent utilizează intensitatea I corespunzătoare debitului Q, tensiunea $U \rightarrow P$ şi rezistenţa electrică $K \rightarrow R$.

Legile electrotehnicii care corespund ecuaţiilor tehnice de aeraj sînt :

$$U = K I^2$$

$$U = K_1 I_1^2 = K_2 I_2^2$$

$$I_1 + I_2 = I = I_3 + I_4$$

Transpunerea mărimilor caracteristice de aeraj într-un model cu circuit de aeraj se face după procedeul următor :

Se consideră căile de aeraj ale unei mine, împărţită în circuite de aeraj parţial. Important pentru împărţire este ca debitul de aer să aibă aceeaşi mărime în toate secţiunile căilor de aeraj, aşa cum este arătat în figura 9.

În segmentul dintre punctele A şi B circulă debitul total de aer care intră, Q_1. În punctul de intersecţie B se creează o ramificaţie de curent, B—J, prin care circulă debitul de aer Q_{10}. Deci trebuie aleasă porţiunea puţului A—B drept prima cale parţială de aeraj. Între punctele B şi C circulă debitul de aer Q_2, care este mai mic decît Q_1.

Fiecare cale parţială de aeraj este grupată în tabela 3.

Deoarece prin porţiunea căilor de aeraj DE, EF şi FG circulă acelaşi debit de aer, ele pot fi privite ca o singură cale parţială de aeraj.

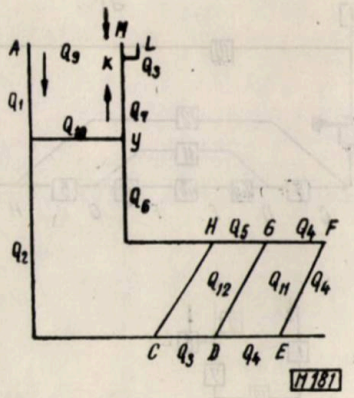


Fig. 9.

La construirea modelului se procedează invers : unităţile de înlocuit, care sînt marcate prin mărimile U, I, K şi care corespund valorilor P, Q şi R se cuplează între ele conform schemei de aeraj.

Această cuplare se face în diferite feluri, depinzînd de sistemul construcţiei modelului şi de claritatea la care se tinde. În figurile 10, *a*, 10, *b* şi 10, *c* sînt indicate trei feluri de cuplări, care au la bază schema de aeraj din figura 9. În figura 10, *a* este reprezentată cuplarea în care elementele îşi menţin poziţia din schema de aeraj, pe un plan orizontal, podea sau masă.

Tabela 3

Nr. crt.	Puncte de ramificaţie	Q, m³/min	P, m³/s	R	Nr. unit.	Puncte de intersecţie	I	U	K
1	A — B	Q_1	P_1	R_1	1	A — B	I_1	U_1	K_1
2	B — C	$Q_2 = Q_1 - Q_{10}$	P_2	R_2	2	B — C	I_2	U_2	K_2
3	C — D	$Q_3 = Q_1 - Q_{10} - Q_{12}$	P_3	R_3	3	C — D	I_3	U_3	K_3
4	D — E	Q_4	P_4	R_4					
5	E — F	$Q_4' = Q_1 - Q_{10} - Q_{12} - Q_{11}$	$P_4^I P_4^X$	$R_4^I R_4^X$	IV IV	D — G	I_4	U_{IV}	K_{IV}
6	F — G	Q_4''	P''_4	R''_4					
7	G — H	$Q_5 = Q_1 - Q_{10} - Q_{12}$	P_5	R_5	5	G — H	I_5	U_5	K_5
8	H — I	$Q_6 = Q_1 - Q_{10}$	P_6	R_6	6	H — I	I_6	K_6	K_6
9	I — K	$Q_7 = Q_1$	P_7	R_7	7	I — K	I_7	K_7	K_7
10	K — L	$Q_8 = Q_1 + Q_9$	P_8	R_8	8	K — L	I_8	U_8	K_8
11	M — K	Q_9	P_9	R_9	9	M — K	I_9	U_9	K_9
12	B — I	Q_{10}	P_{10}	R_{10}	10	B — I	I_{10}	U_{10}	K_{10}
13	C — H	Q_{12}	I_{12}	R_{12}	12	C — H	I_{12}	U_{12}	K_{12}
14	D — G	Q_{11}	P_{11}	R_{11}	11	D — G	I_{11}	U_{11}	K_{11}

Acest sistem de cuplare este aplicat la modelul electric construit de staţia de cercetări miniere din Olanda. La cuplarea indicată în figura 10, *b* nu s-a ţinut seamă de acest lucru, în timp ce la cuplarea din figura 10, *c* s-a atins o claritate mare, prin faptul că elementele de înlocuit sînt

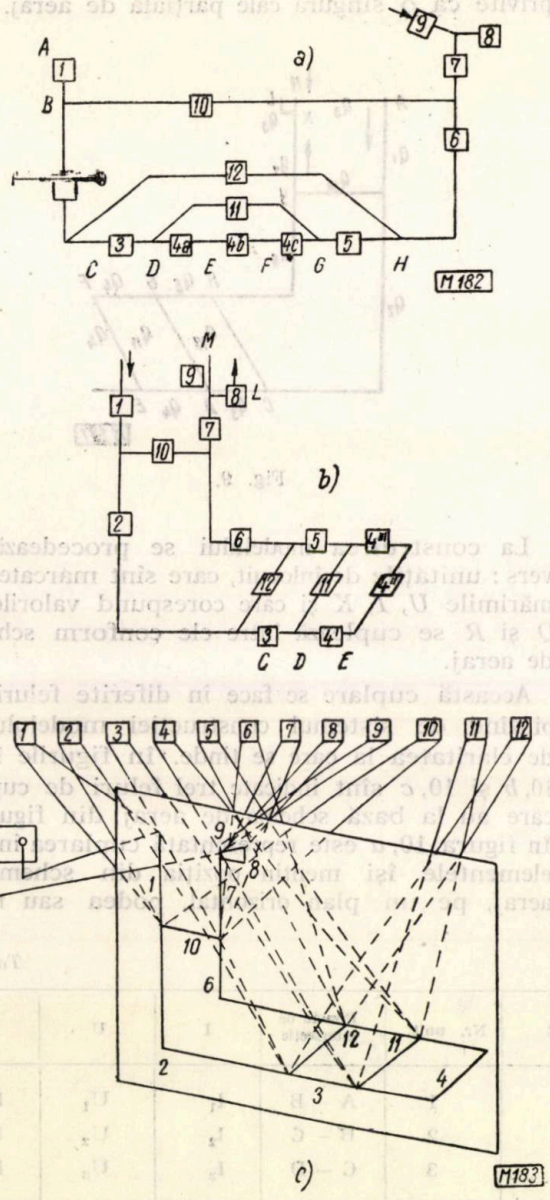


Fig. 10. Schema simplificată de aeraj al unei mine.

ataşate la schema de aeraj, care funcţionează la tabloul de comandă. Acest procedeu este utilizat la modelele din R.F.G.

S-a amintit mai sus că la transpunerea mărimilor tehnice de aeraj în mărimi analoge electrice trebuie să se ţină seamă şi de factorii scării, şi anume: dacă se înlocuieşte, de exemplu, $Q = 1000$ m³/min cu $I = 1$A şi $P = 1$kg/m² cu $U = 1$V, atunci pentru toate celelalte unităţi ale modelului trebuie să fie valabile egalităţile:

$$|P_1| = |U_1|;\ |P_2| = |U_2|;\ |P_4| = |U_4| \ldots \text{ şi}$$
$$(Q_1) = (n_1 \times 1000) \rightarrow |n_1 I_1|;$$
$$(Q_4) = (n_4 \times 1000) \rightarrow |n_4 I_4| \ldots \quad (6)$$

După modul cum se echivalează mărimile P cu U, Q cu I şi R cu K, modelele de aeraj pot fi clasificate astfel:

Grupa I — procedeul cu rezistenţe a căror valoare este dependentă de temperatură: lămpi cu incandescenţă, alte tipuri de termistoare etc.

Grupa a II-a — procedeul cu rezistenţe ohmice introduse şi reglate manual.

Grupa a III-a — procedeul cu mai multe rezistenţe legate semiautomat.

Grupa a IV-a — procedeul prin comandă electronică a circuitelor.

Grupa a V-a — procedeul cu ajutorul combinaţiilor de rezistenţe introduse şi reglate complet automat:

— model individual cu celule;

— model universal (Rheinlbe).

Oricare ar fi procedeul, toate modelele amintite au la bază acelaşi principiu, şi anume analogia dintre fenomenele electrice şi cele de aeraj.

Pînă în prezent s-a construit, atît în Uniunea Sovietică cît şi în alte ţări, o serie de prototipuri de modele care, în parte şi-au găsit aplicabilitatea dorită de practica minieră. În tabela 4 sînt prezentate cîteva prototipuri de modele din diferite ţări, arătîndu-se şi domeniul lor de funcţionare.

În cadrul staţiei de cercetări miniere din Petroşani s-au efectuat două studii privind realizarea unui model electric de aeraj automatizat. În primul studiu s-au analizat bazele teoretice de funcţionare a modelului, avînd ca prototip celula automatizată „Hubner". S-a constatat că modelul electric de aeraj, conceput pe baza acestei celule, poate funcţiona cu rezultate foarte bune pentru cerinţele minelor.

Dezavantajul constă în costul ridicat al instalaţiei, precum şi în greutatea reglării iniţiale.

În cel de-al doilea studiu s-au analizat caracteristicile celulei realizate de Institutul de mine din Dnepropetrovsk şi ale celulei Faulquemont. În urma analizării caractersticilor acestor două celule s-a tras concluzia că se poate crea şi verifica, în condiţii de laborator, un model electric de aeraj automatizat avînd ca bază de plecare prototipul celulei Faulquemont.

IV. Abateri de la legea continuităţii

La baza construcţiei modelelor de aeraj stă legea fundamentală a continuităţii, conform căreia prin toate secţiunile transversale ale unei căi de aeraj parţial trece acelaşi debit de aer. Această lege nu este respectată întocmai, din cauza proceselor şi fenomenelor care au loc în subteran. Abateri se produc în toate căile de aeraj ale minei, ca urmare a fenomenului numit „înmulţirea aerului".

Prin „înmulţirea aerului" se înţelege orice creştere a volumului de aer, indiferent de cauza care ar produce această creştere.

Tabela 4

Diverse sisteme de modele electrice de aeraj cu posibilităţile lor de utilizare

1 Sistemul modelului	2 Procedeul folosit	3 Numărul unităţilor de imitare pentru debitul de aer	4 Posibilitatea redării rapoartelor de prezentare a elementelor de aeraj	5 Aflarea influenţei pe care o au schimbările survenite în planul exploatării	6 Posibilitatea planificării aerajului	7 Indicarea măsurilor ce trebuie luate la defectarea unui ventilator la suprafaţă a unei galerii şi la izbucnirea unui foc de mină	8 Măsurarea presiunii în reţelele de conducere
German	lămpi cu incandescenţă	nelimitat	posibilă	posibilă	posibilă însă din cauza timpului necesar este limitată	posibilă	posibilă
Ţările de jos	lămpi cu incandescenţă	nelimitat	posibilă	posibilă	Posibilă însă din cauza timpului necesar este limitată	posibilă	posibilă
American	lămpi cu incandescenţă 1—1,85 lx	128	posibilă însă limitată de numărul unităţilor de rezistenţă	limitată	limitată	posibilă	posibilă limitată
Freiberg	rezistenţe ohmice	100	posibilă însă limitată de numărul unităţilor de rezistenţă	limitată	limitată	posibilă	posibilă limitată
Calculatorul Scott-Hinsley	rezistenţe ohmice	54—60	posibilă însă limitată de numărul unităţilor de rezistenţă	limitată	limitată	posibilă	posibilă limitată
Hiramatsn	rezistenţe ohmice	limitat	posibilă însă limitată de numărul unităţilor de rezistenţă	limitată	limitată	posibilă	posibilă limitată
Faulquemont	rezistenţe ohmice	20	posibilă, însă extrem de limitată din cauza numărului mic de rezistenţe	limitată	posibilă	posibilă	posibilă limitată
Hasselt	rezistenţe ohmice	72	posibilă însă limitată	limitată	limitată	limitată	posibilă limitată
Dnepropetrovsk	rezistenţe ohmice	limitat	posibilă însă limitată	limitată	limitată	limitată	posibilă limitată
Montan-Forseling	elemente	nelimitat	posibilă	posibilă	posibilă	posibilă	posibilă

Această înmulţire a volumului de aer se datorează, pe de o parte, emanaţiilor de gaze, aerului comprimat folosit în mină, vaporilor de apă etc., iar pe de altă parte, schimbărilor de temperatură şi presiune.

În timp ce, datorită schimbărilor de temperatură şi presiune, creşterile sau descreşterile volumului specific de aer au loc cu o oarecare continuitate, aceeaşi creştere, datorită alimentării cu aer comprimat, apă, gaze etc., se produce nu numai cu variaţii mari, ci în parte şi cu şocuri. Figurile 11, *a* şi *b* arată variaţiile debitului de aer în timp ce parcurge calea de aeraj parţial a unei mine. Se poate observa că volumul specific al aerului din puţul de intrare se micşorează în urma creşterii presiunii. Creşterea temperaturii, care are loc în acelaşi timp cu creşterea presiunii, nu poate anula influenţa acesteia din urmă asupra volumului de aer. În abataj, volumul de aer creşte datorită aerului comprimat, emanaţiilor de gaze, temperaturii şi schimbărilor mici de presiune în puţul de ieşire (de aeraj); volumul aerului creşte mai departe, datorită expandărilor de gaze. În canalul de aeraj,

creşterea volumului de aer continuă, dar inegal, datorită scurtcircuitelor cu suprafaţa.

Această „înmulţire a aerului" face ca rezultatele obţinute cu ajutorul modelelor electrice de

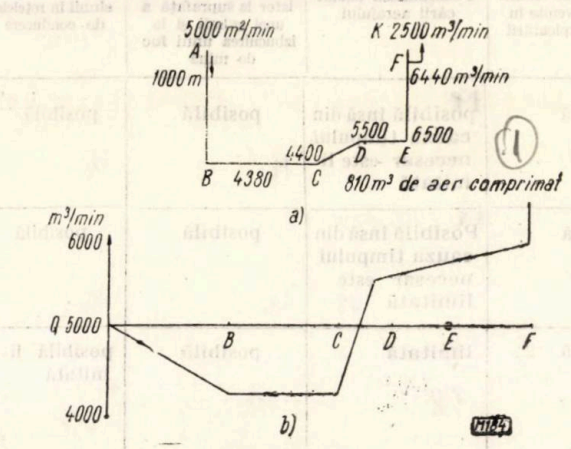


Fig. 11 a şi b.

aeraj să cuprindă erori mai mari decît cele admisibile (în cazul proiectării aerajului la minele noi).

La rezolvarea problemelor de aeraj cu ajutorul modelelor dintr-o mină, existenţa acestei „înmulţiri a aerului" nu produce dificultăţi, deoarece ea se poate constata prin măsurători de debit şi deci poate fi luată în considerare în model prin curenţi echivalenţi.

V. Posibilităţile de reducere a erorilor la calculul modelelor

Cu toate că modelele electrice de aeraj, după felul sistemului, urmează mai mult sau mai puţin exact legea pătratică a rezistenţei ($P = RQ^2$), nu se pot evita totuşi anumite imprecizii care intervin în reproducerea fenomenelor de aeraj la lucrul cu modele din cauză că :

— toate măsurătorile efectuate în subteran conţin erori mai mari sau mai mici decît cele admisibile ;

— fenomenele care au loc în mine nu decurg după legi precise (sau încă nu sînt cunoscute aceste legi).

Exactitatea rezultatelor obţinute la calculul unui sistem de aeraj depinde de precizia valorilor care au fost luate în considerare, indiferent dacă cercetarea se face prin metode analitice, grafice sau cu modele electrice.

Din cauza variaţiilor mari ale debitului de aer şi a depresiunii se recomandă obţinerea simultaneităţii la aflarea mărimilor, iniţiale, necesare calculului. Valorile intermediare şi cele obţinute în decalaj de timp nu pot asigura exactitatea cerută.

Se recomandă o deosebită atenţie la căile de aeraj prin care, în momentul măsurării, curg debite de aer mici, care mai tîrziu, conform planului de perspectivă, trebuie să conducă debite cu mult mai mari ; în astfel de cazuri este mai indicat să se pornească la rezolvarea problemelor cu valori experimentale şi să nu se mai folosească valorile obţinute prin măsurători.

Concluzii

Din cele relatate mai sus rezultă că modelul electric de aeraj constituie un mijloc eficace pentru rezolvarea problemelor de aeraj minier.

Deoarece modelele electrice de aeraj construite pînă în prezent nu pot rectifica valorile de pornire — dacă acestea sînt inexacte — este absolut necesar să se acorde o atenţie deosebită aparatelor cu care se execută măsurătorile în subteran şi manipulării lor, reducîndu-se la minimum posibil erorile obţinute prin măsurători.

În condiţii de laborator se pot crea şi verifica modele electrice de aeraj în care eventualele erori de măsurare sînt evitate.

Bibliografie

[1] Kovacs, St. şi Gornoviceanu, E. *Studiul asanării focurilor subterane prin realizarea diferenţei de presiune nulă.* Lucrările ştiinţifice ale Institutului de mine Petroşani, vol. III, 1962.

[2] Poboran, V. *Bazele mineritului.*

[3] Schmidt, B. W. *Domeniile de aplicabilitate a modelelor electrice de aeraj.* În : Glückauf nr. 9/10, 1957.

[4] Schmidt, B. W. *Studiile staţiei de cercetări miniere Petroşani,* 1957—1959.

[5] Abramov, F. A. şi Frolov, N. A. *Modele electrice de aeraj.* Ugletehiztat, 1957.

[6] Abramov, F. A. şi Frolov, N. A. *Modele electrice de aeraj.* Ugletehiztat, 1961.

[7] *Manualul inginerului de mine,* vol. VI. Editura tehnică,

[8] Budryk, W. *Rezolvarea sistemelor de aeraj.* Katowice, 1951.

Factorii care influenţează favorabil separarea prin flotaţie a aurului din minereurile complexe ale Trustului minier Baia-Mare

Ing. C. Buciu, ing. A. Brîncuş şi ing. Maria Pop

La examinarea conţinutului de aur al sterilelor de la flotaţiile Trustului minier Baia-Mare, cît şi al concentratelor din care aurul, pînă în prezent, nu se valorifică (concentrate de zinc, de pirită), reiese că la majoritatea instalaţiilor aurul conţinut în aceste produse, separate din minereurile complexe, reprezintă o parte importantă din conţinutul de aur al minereurilor preparate.

I. Cauzele care au influenţat realizarea indicilor actuali de extracţie a aurului din minireurile complexe

În trecut, nivelul scăzut al extracţiilor în aur a fost explicat prin faptul că aurul ar fi, în numeroase cazuri, legat chimic cu unele dintre mineralele conţinute în minereurile complexe, şi deci nu se pretează la separare. Ulterior, însă, această ipoteză a fost abandonată, legătura dintre aur şi mineralele respective explicîndu-se ca fiind rezultatul unei cimentări hipogene, deoarece, pe baza studiului paragenezei aurului, s-a stabilit că vîrsta aurului este, de obicei, mai recentă decît a sulfurilor cu care este asociat.

O explicaţie verificată industrial, în privinţa gradului redus de recuperare a aurului din minereurile complexe, constă în faptul că, în majoritatea cazurilor, aurul este asociat cu mai multe din sulfurile minereurilor complexe în care este inclus, iar gradul de concrescenţă dintre grăunţii de aur şi sulfurile respective nu este acelaşi, concrescenţa dintre unele sulfuri şi aur, mai frecvent, fiind foarte avansată. În acest caz, pentru a se obţine o recuperare satisfăcătoare a aurului, este necesar ca acesta să fie eliberat complet prin măcinare, fapt care nu se realizează decît în cazul unei măcinări mai avansate.

Studiile întreprinse, cu ocazia reglării fluxurilor tehnologice, nu au recomandat însă măcinări mai avansate, deoarece, pentru regimul de reagenţi recomandat, măcinarea mai avansată, pe lîngă avantajul unei recuperări mai mari în

Tabela 1

Conţinuturile şi repartiţia procentuală a Au şi Ag în produsele intrate, extrase şi evacuate din instalaţiile de preparare care prelucrează minereuri complexe, precum şi extracţia economică realizată în 1961 pentru Au şi Ag din aceleaşi minereuri

Unitatea minieră	Poziţia	Extrac. econom., %	Conţinut de metal în :					Repartiţia metalului în :				
			minereu	conc. Pb	conc. Zn	conc. Py	steril	minereu	conc. Pb	conc. Zn	conc. Py	steril
			g/t	g/t	g/t	g/t	g/t	%	%	%	%	%
Aur												
A	1	28,0	1,1	6,0	0,8	2,4	0,4	100,0	28,0	3,5	42,5	26,0
B	2	60,3	2,4	34,9	3,8	5,7	0,56	100,0	60,3	7,2	12,5	20,0
C	3	70,1	5,7	108,0	5,0	6,6	0,8	100,0	70,1	0,6	17,0	12,3
D	4	51,4	2,0	28,0	3,0	4,6	0,48	100,0	51,4	8,3	21,3	19,0
E	5	13,4	0,74	1,9	0,7	2,0	0,38	100,0	13,4	6,4	42,8	37,4
F	6	31,1	0,98	6,5	1,1	1,3	0,4	100,0	31,1	5,5	31,1	32,3
Argint												
A	8	77,8	56	827	52	27	6,0	100,0	77,8	4,5	9,6	8,1
B	9	81,3	56	1 076	72	45	5,4	100,0	81,3	6,0	4,3	8,4
C	10	79,4	38	812	45	26	4,0	100,0	79,4	0,9	10,0	9,7
D	11	63,8	33	573	92	27	5,5	100,0	63,8	15,0	7,5	13,7
E	12	86,9	114	1 908	83	33	6,0	100,0	86,9	4,8	4,4	3,9
F	13	63,9	44	602	121	26	6,0	100,0	63,9	12,2	13,1	10,8

aur, ar fi avut drept consecinţă o creştere a pierderilor de plumb şi cupru, care se separă concomitent cu aurul, în acelaşi concentrat.

În condiţiile de lucru de mai sus, în timp ce extracţiile în plumb şi cupru au crescut din an în an, datorită operaţiilor de reglare, extracţiile în aur din aceleaşi minereuri nu au urmat acelaşi pas.

O altă explicaţie în privinţa gradului redus de recuperare a aurului din minereurile complexe, de asemenea verificată industrial, constă în faptul că la instalaţiile de flotaţie, consumul şi natura reactivilor alimentaţi în tulbureli sînt stabilite, cu scopul de a se crea condiţiile cele mai favorabile pentru a se obţine extracţii maxime la metalele de bază — plumbul şi cuprul —, precum şi calităţi superioare de concentrate de plumb.

În majoritatea cazurilor, însă, condiţiile de lucru de mai sus influenţează nefavorabil extracţia în aur ; la baza formării acestei convingeri — explicabilă din punct de vedere teoretic şi confirmată de rezultatele obţinute în practica industrială — stă faptul că la flotaţia minereurilor complexe cu conţinut de aur, cianura de sodiu şi hidratul de calciu, alimentate în circuitele de flotaţie cu scopul de a depresa blenda şi pirita, au efect depresant şi asupra aurului, care din acest motiv este recuperat în concentratele de plumb într-o proporţie nesatisfăcătoare.

II. Factorii care influenţează favorabil separarea prin flotaţie a aurului din minereurile complexe

Preocupări pentru reducerea pierderilor de aur în procesul de flotaţie şi recuperarea acestui metal în concentratele de plumb s-au manifestat încă din ultimul an al primului cincinal. Deoarece însă în perioada respectivă, în rîndurile preparatorilor era adînc înrădăcinată convingerea că un alt procedeu de lucru decît cel clasic (adică întrebuinţarea hidratului de calciu ca reagent regulator şi evitarea unei măcinări mai avansate), nu putea îmbunătăţi extracţia în aur din minereurile complexe, preocupările care s-au manifestat în scopul măririi extracţiei în aur nu au dus la un rezultat.

În cursul celui de-al doilea cincinal, ca urmare a dezvoltării în ritm accelerat a capacităţilor de producţie ale minelor şi de prelucrare ale instalaţiilor de preparare, au crescut în mod corespunzător cantităţile de aur conţinute în minereurile complexe supuse preparării prin flotaţie şi, în consecinţă, au crescut atît cantităţile de aur antrenate în sterilele flotaţiilor cît şi cele antrenate în concentratele de zinc şi de pirită din care aurul nu este încă valorificat de industria metalurgică.

Pentru îmbunătăţirea situaţiei de mai sus începînd cu anul 1958, preocupările pentru reducerea conţinutului în aur al sterilelor şi concentratelor de zinc şi de pirită au crescut şi, după o perioadă de încercări, s-au putut

Tabela 2

Rezultatele obţinute la instalaţia de preparare C în intervalul 1959 — trimestrul I 1962 după aplicarea măsurilor cu privire la creşterea extracţiei în aur şi argint prin mărirea fineţii de măcinare şi înlocuirea consumului de hidrat de calciu cu carbonat de sodiu în circuitul de separare a concentratului

Proporţia de minereu din mina nr. 1 în minereul total %	Perioada	Fineţea de măcinare la −0,074 mm, %	Consum de carbonat de sodiu, g/t	Repartizarea aurului şi argintului în minereu, concentrate şi steril					Extracţia în metal economică, %
				minereu g/t	conc. de plumb g/t	conc. de zinc g/t	conc. de pirită g/t	steril g/t	
Aur									
46	1958	60	—	4,8	60,5	11,5	8,2	1,4	50,8
38	1959	61	444	5,9	91,8	10,3	8,9	1,1	62,1
24	1960	64	350	5,6	104,0	6,6	7,2	1,0	69,1
39	1961	74	1 008	5,7	108,0	5,0	6,6	0,8	70,1
44	tr. I 1962	77	1 297	4,9	81,0	3,7	5,6	0,7	68,0
Argint									
46	1958	60	—	43,2	762,0	106,3	35,1	8,5	70,6
38	1959	61	444	47,0	933,0	82,2	30,3	6,0	79,3
24	1960	64	350	37,7	811,0	44,8	24,0	4,8	80,4
39	1961	74	1 008	38,0	812,0	45,0	26,0	4,0	79,4
44	tr. I 1962	77	1 297	39,0	840,0	30,0	16,0	3,0	86,3

stabili condiţii optime, care au făcut ca la instalaţia de preparare care avea pierderile cele mai mari în aur să se realizeze o reducere substanţială a acestor pierderi fără ca, concomitent, extracţia în plumb şi cupru să fie influenţată negativ.

Condiţiile optime create pentru reducerea pierderilor de aur au influenţat favorabil şi în egală măsură şi reducerea pierderilor de argint (tabela 2).

În literatura de specialitate nu se găsesc indicaţii speciale cu privire la condiţiile optime de separare prin flotaţie a aurului din minereurile complexe, ci numai din minereurile aurifere propriu-zise, din care aurul se separă prin flotaţie în condiţii mult mai simple.

De aceea, pentru a mări extracţia în aur din minereurile complexe, fără ca concomitent să scadă extracţia în Pb şi Cu, s-au efectuat, în fază industrială, încercări pentru a se determina factorii care influenţează favorabil separarea aurului prin flotaţie colectivă din minereurile aurifere, şi care, aplicaţi în circuitele de separare a aurului din minereurile complexe prin flotaţie diferenţială, ar fi favorizat reducerea pierderilor de aur.

Ca rezultat al încercărilor în fază industrială menţionate mai sus, cît şi al experienţei instalaţiilor de preparare sovietice, s-a stabilit că următorii factori principali pot influenţa favorabil recuperarea prin flotaţie a aurului din minereurile complexe, în concentratele de plumb fără ca în noile condiţii de lucru extracţiile în plumb şi cupru să aibă de suferit.

1. Caracterul tulburelii

Caracterul tulburelii influenţează în mare măsură gradul de separare a aurului din minereurile complexe şi în special prin următorii factori:

a) Concentraţia tulburelii în ioni hidrogen

Rezultatele optime în procesul de separare a aurului din minereurile complexe se obţin, în special, cînd concentraţia de ioni hidrogen a tulburelii se menţine între limitele 7—8,5, după caracterul minereului.

Dacă, însă, concentraţia în ioni hidrogen a tulburelii creşte, adică *p*H are valori mai mari decît 8,5, se observă o scădere a extracţiei aurului din minereul complex [2].

b) Concentraţia tulburelii în compuşi de calciu

Prezenţa compuşilor de calciu în tulbureala în care acesta este alimentat sub formă de hidrat de calciu provoacă depresarea aurului, efectul depresant fiind cu atît mai mare cu cît în tulbureală se introduce mai mult hidrat de calciu sub formă de lapte de var.

Acţiunea depresantă a hidratului de calciu asupra aurului se manifestă deosebit de puternic, cînd concentraţia în ioni hidrogen a tulburelii corespunde unui *p*H mai mare de 8,5.

Efectul depresant al hidratului de calciu asupra aurului din tulburelile flotaţiilor se explică prin reacţia dintre bioxidul de carbon din aer şi hidratul de calciu din tulbureală, avînd ca urmare formarea carbonatului de calciu, care se depune pe suprafaţa grăunţilor de aur, îngreuind flotaţia acestora.

Din acest motiv, în tulburelile flotaţiilor care prelucrează minereuri complexe cu conţinut de aur, nu este indicată decît prezenţa unor cantităţi minime de hidrat de calciu, fiind preferabilă lipsa lui totală [1].

În acest caz, cel mai eficace substituient al hidratului de calciu în rolul lui de reagent regulator în tulbureală este carbonatul de sodiu, care, spre deosebire de hidratul de calciu, nu formează în prezenţa bioxidului de carbon compuşi cu efect depresant asupra grăunţilor de aur din tulbureală.

c) Concentraţia tulburelli în ioni cianogen (CN—)

Cianurile, respectiv ionii CN— rezultaţi din dizolvarea acestora, cînd sînt alimentate în tulburelile flotaţiilor în cantităţi mai mari, dizolvă o parte din grăunţii mai mici de aur, putînd cauza astfel pierderi importante de aur [3].

Spre a se evita acest inconvenient, nu este indicată folosirea de cantităţi de cianură mai mari decît cele de la care recuperarea aurului începe să scadă.

În aceste cazuri, cianura de sodiu trebuie să fie înlocuită parţial sau total cu un alt reactiv mai potrivit, cel mai eficace substituent al cianurii fiind sulfitul de sodiu, care nu influenţează defavorabil recuperarea aurului din minereurile complexe.

În acelaşi scop, în ultimul timp s-a recomandat flotaţia fără cianură, în care depresarea blendei din minereurile complexe cu aur nu se face cu cianuri, ci cu sulfat de zinc în mediu slab alcalin, în care caz pirita nu se depresează o dată cu blenda şi se realizează condiţii mai favorabile extragerii şi repartizării aurului în concentrate. Acest procedeu constă în flotarea colectivă a galenei, calcopiritei, piritei şi aurului asociat cu aceste sulfuri, urmată de separarea selectivă a concentratului colectiv [2].

d) Conţinutul de şlamuri în tulbureală

Eficacitatea separării prin flotaţie a aurului din minereurile complexe este mult micşorată, prin prezenţa în tulbureală a particulelor de minerale mai mici de 10 microni, numite şlamuri primare, în cazul cînd s-au format prin alterarea calcitei, cuarţului, aluminei etc. din

minereuri, şi şlamuri secundare, care au luat naştere la măcinarea minereurilor cu gangă moale.

Influenţa nefavorabilă a şlamurilor asupra extracţiei aurului din minereurile complexe se manifestă prin acoperirea grăunţilor de aur cu particule de şlam, împiedicînd accesul reactivilor colectori pe aceste suprafeţe, care devin astfel hidrofile şi sînt antrenate în steril.

Efectele prezenţei şlamurilor în tulbureală sînt anihilate prin folosirea silicatului de sodiu care, printr-o dozare optimă, eliberează de şlam suprafaţa grăunţilor de aur, redîndu-le hidrofobia.

2. Natura reactivilor colectori

Pentru mărirea gradului de recuperare a aurului din minereurile complexe, colectorii cei mai eficaci sînt xantaţii, iar dintre aceştia, eficacitatea de colectare cea mai mare o au xantaţii cu 4 şi 5 atomi de carbon, adică xantatul butilic şi amilic, cît şi amestecurile de xantaţi etilic şi butilic.

Xantaţii butilic şi amilic au o putere colectoare mai mare, atît asupra aurului liber cît şi asupra telururilor şi sulfurilor cu conţinut de aur, care reacţionează mai încet cu xantatul etilic, ca: arseno-pirita, pirotina etc.

3. Gradul de concrescenţă dintre grăunţii de aur, ganga în care sînt incluşi şi sulfurile cu care sînt asociaţi

S-a arătat mai înainte că realizarea unor extracţii mai mari de aur din minereurile complexe, printr-o măcinare mai avansată a acestora, era împiedicată de faptul că o fineţe de măcinare mai mare influenţa nefavorabil extracţiile celorlalte specii minerale care însoţeau aurul, ca: PbS, ZnS, $CuFeS_2$ etc.

Pentru a se obţine extracţii în aur mai mari este necesar să se mărească fineţea de măcinare a minereurilor complexe pînă la desfacerea cît mai completă a concrescenţelor dintre grăunţii de aur, gangă şi sulfurile cu care sînt asociaţi fără ca concomitent să scadă extracţiile în PbS, ZnS, FeS_2 etc.

Acest obiectiv a putut fi atins prin revizuirea regimului de reagenţi folosit în condiţiile măcinării mai grobe, cît şi mai ales prin aplicarea celorlalţi factori menţionaţi la acest capitol.

4. Factorii mecanici

O extracţie satisfăcătoare a aurului din tulbureală poate fi obţinută dacă se menţin în permanenţă următorii factori mecanici:

a) agitarea cît mai puternică a tulburelii în celule;

b) nivel cît mai ridicat al tulburelii în celule;

c) îndepărtarea cît mai rapidă, de către palete, a stratului de spumă mineralizată format pe suprafaţa celulelor.

III. Rezultatele aplicării la instalaţia Băiuţ a unora dintre factorii care influenţează favorabil separarea aurului prin flotaţie, din minerurile complexe

Concluziile de mai sus au fost aplicate, pentru prima dată, la o instalaţie de preparare care prelucrează un minereu complex, cu conţinutul cel mai ridicat de aur din Trustul minier Baia-Mare.

Instalaţia de preparare amintită prelucrează prin flotaţie diferenţială un minereu format din amestecul a două sorturi, cu conţinuturi diferite în Au, Ag, Pb, Cu, Zn şi S extrase din două mine. Minereul extras din mină din cauza alterării avansate, are o flotabilitate mai mică decît cel extras din mina a doua.

Aplicarea în fază industrială a unora dintre factorii menţionaţi anterior, pentru reducerea pierderilor de aur a început în trimestrul I 1959 şi a durat pînă în trimestrul I 1962.

Factorii aplicaţi în instalaţie se dau în cele ce urmează, iar rezultatele obţinute sînt cuprinse în tabela centralizatoare 2.

1. Înlocuirea hidratului de calciu din tulbureală cu carbonat de sodiu

Pentru depresarea piritei în circuitul de separare a concentratului de plumb, era introdusă, sub formă de hidrat de calciu, în 1958, cît şi în anii anteriori, o cantitate de circa 1 000 g/t oxid de calciu, care influenţa nefavorabil extracţia în aur. O încercare făcută în 1959 de a înlocui oxidul de calciu cu carbonat

Tabela 3

Condiţiile de lucru	Perioada	Conţinut de aur în:					Extracţii în metal			
		minereu g/t	conc. Pb g/t	conc. Zn g/t	conc. Py g/t	steril g/t	Au %	Ag. %	Pb %	Cu %
Numai cu CaO	1958	4,8	60,5	11,5	8,21	1,4	50,8	70,6	88,5	76,9
Cu mult CO_3Na_2 şi puţin CaO	1959	5,9	91,8	10,3	8,9	1,1	62,1	79,3	94,6	92,5
Numai cu CO_3Na_2	Sem. I 1960	5,1	91,4	7,6	7,4	0,96	65,8	76,9	96,3	92,9

de sodiu — care nu a dat rezultate fiind insuficient supraveghiată — a fost reluată la începutul anului 1959, cînd, sub o supraveghere mai atentă, carbonatul de sodiu a înlocuit inițial cea mai mare cantitate de oxid de calciu, iar ulterior în întregime; s-au obținut extracții în metal, atît la Au cît și la Ag, Pb și Cu, superioare celor obținute cînd în tulbureală era introdus numai oxidul de calciu sub formă de hidrat de calciu.

Rezultatele comparative, obținute în condițiile de lucru de mai sus, sînt cuprinse în tabela 3, în care este inclusă și cantitatea de aur recuperată în plus pe perioade, prin creșterea extracției în aur.

Din tabelă se constată un salt important, în raport cu anul 1958, al extracțiilor pentru toate cele patru metale recuperate în concentratul de plumb, situația mai favorabilă din semestrul I 1960 datorindu-se și prelucrării unei cantități mai mari de minereu din mina a doua, mult mai ușor preparabil decît minereul de la prima mină [5].

toate cele trei produse din care nu putea fi valorificat (deși minereul prelucrat avea un conținut cu aproximativ 20% mai mare în aur), a menținut extracțiile în Pb, a mărit extracția în Au și Ag și a redus pe cea de Cu (aceasta din urmă datorită prelucrării mărite de minereul alterat).

3. *Anihilarea efectelor șlamului din tulbureală în treapta I și II de reflotare a concentratului de plumb, cu ajutorul silicatului de sodiu*

Aplicarea acestui factor s-a făcut la finele semestrului I 1961, concomitent cu altă măsură, aceea de mărire a finețiii de măcinare, în raport cu finețea realizată în perioada semestrului II 1960 — semestrul I 1961.

Aplicarea acestui factor a redus conținutul de aur din concentratul de zinc și steril, însă extracția în aur, superioară celei realizate în 1958—1959 și semestrul I 1960, nu a fost la nivelul celei din semestrul II 1960 — semestrul

Tabela 4

Finețea de măcinare la —200 ochiuri/țol, %	Perioada	Conținut de aur în:					Extracție în metal			
		minereu g/t	conc. Pb g/t	conc. Zn g/t	conc. Py g/t	steril g/t	Au %	Ag %	Pb %	Cu %
63	Sem. I 1960	5,1	91,4	7,6	7,4	0,96	65,8	76,9	96,3	92,9
70	Sem. II 1960— Sem. I 1961	6,2	121	5,6	6,6	0,9	73	82,3	96,1	90

2. *Mărirea finețiii de măcinare a minereului*

Realizarea unei finețiii de măcinare mai avansate s-a aplicat în urma analizei unor probe de steril și concentrate de pirită și zinc pe clase granulometrice care au arătat că conținutul în aur al probelor cu finețea cea mai înaintată a fost mult mai mic în comparație cu al probelor avînd o finețe mai redusă.

Rezultatele creșterii finețiii de măcinare sînt cuprinse în tabela 4.

Creșterea finețiii de măcinare de la 63 la 70% — 200 ochiuri/țol a redus, în comparație cu perioada anterioară, pierderile de aur din I 1961, din cauza scăderii cu aproximativ 20% a conținutului în aur din minereul complex prelucrat.

Indicii realizați de instalație prin alimentarea silicatului de sodiu în ambele trepte de reflotare a concentratului de plumb, concomitent cu o nouă creștere a finețiii de măcinare, sînt cuprinși în tabela 5.

Utilizarea silicatului de sodiu și mărirea finețiii de măcinare nu au influențat negativ extracția celorlalte metale recuperate în concentratul de plumb, extracția mai mică realizată la argint datorîndu-se prelucrării unui tonaj mărit de minereu greu preparabil [5].

Tabela 5

Alimentarea silicatului de sodiu	Finețea de măcinare la — 200 ochiuri/țol, %	Perioada	Conținut de aur în:					Extracții în metal			
			minereu g/t	conc. Pb g/t	conc. Zn. g/t	conc. Py g/t	steril g/t	Au %	Ag %	Pb. %	Cu %
—	70	Sem. II 1960— Sem. I 1961	6,2	121	5,6	6,6	0,9	72	82,3	96,1	90,0
Reflotarea II	76	Sem. II 1961	5,1	91	4,0	7,0	0,8	66	79,5	95,6	90,0

Tabela 6

Valoarea pH-ului	Perioada	Conținut de aur în: minereu g/t	conc. Pb g/t	conc. Zn gr/t	conc. Py g/t	steril g/t	Extracția în metal: Au %	Ag, %	Pb %	Cu %
8	Sem. II 1961	5,1	91	4,0	7,0	0,9	66	79,5	95,6	90,0
7	Trim. I 1962	4,9	81	3,7	5,6	0,7	68	86,3	95,6	91,6

4. Modificarea concentrației în ioni hidrogen a tulburelii, prin realizarea în circuitul de plumb a unui mediu neutru în loc de alcalin

Întrucît rezultatele optime în procesul de separare a aurului din minereurile complexe se obțin în special cînd concentrația tulburelii în ioni hidrogen se menține între limitele de *p*H=7—8,5, în cazul minereului complex prelucrat de instalația de preparate trecîndu-se de la o tulbureală cu reacția alcalină pregătită cu carbonat de sedoiu și avînd *p*H=8 la o tulbureală cu reacție neutră, pregătită tot cu carbonat de sodiu și avînd deci *p*H=7, pierderile de aur în produsele din care acest metal nu poate fi valorificat au scăzut, crescînd atît extracția în aur cît și a celorlalte metale recuperate în concentratul de plumb.

Din cauza sensibilității reduse a indicatorului cu care se controlează *p*H-ul tulburelii, este posibil ca tulbureala, controlată cu un indicator mai sensibil, să indice că se lucrează într-un mediu slab acid (*p*H=6,5—7).

În tabela 6 sînt cuprinse atît condițiile de lucru cît și rezultatele obținute prin modificare concentrației în ioni hidrogen.

Concluzii

Din examinarea rezultatelor finale obținute în acțiunea de mărire a extracției de aur din minereul complex de la exploatarea menționată prin reducerea pierderilor acestui metal în produsele instalației de preparate, (tabela 7) se constată că aplicarea unora din factorii indicați ca favorabili separării aurului din minereurile complexe a favorizat atît o creștere substanțială a extracției în aur cît și a extracției în Ag, Pb și Cu.

Tabela 7

Perioada	Conținut de aur în: minereu g/t	conc. Pb g/t	conc. Zn. g/t	conc. Py g/t	steril g/t	Extracții în metal: Au %	Ag, %	Pb %	Cu %
1958	4,8	60,5	11,5	8,21	1,4	50,8	70,6	88,5	76,9
Trim. I 1962	4,9	81	3,7	5,6	0,7	68	86,3	95,6	91,6
Scăderea pierderilor în raport cu 1958, %	—	—	68	32	50	—	—	—	—

Bibliografie

[1] Polkin, S. I. *Prepararea minereurilor*. Editura tehnică, București, 1956.

[2] Fișman, M. A. *Tehnologia substanțelor minerale utile*. Editura tehnică, București, 1953.

[3] *Manualul inginerului de mine*, vol. VI. Editura tehnică, București, 1956.

[4] Smirnov, S. S. *Zona de oxidare a zăcămintelor de sulfuri*. Institutul de documentare tehnică, București.

Metodă rapidă pentru calculul extracţiei tehnologice de metal la uzinele de preparare *

Ing. S. Ganiţchi

Extracţia de metal este un indice de bază pentru aprecierea rezultatelor funcţionării unei uzine de preparare şi se calculează cu formula generală:

$$m = v\,\frac{c}{a} \qquad (1)$$

în care:

m este extracţia de metal;

v — extracţia în greutate a concentratului;

a — conţinutul de metal în minereu;

c — conţinutul de metal în concentrat.

De regulă, indicii m şi v sînt exprimaţi în procente, iar conţinuturile a şi c în procente sau grame la tonă.

Cînd indicele v este calculat pe baza conţinuturilor de metale în minereu, concentrate şi steril, fără a ţine seama de cantităţile de minereu prelucrat şi de concentrat obţinut, el se numeşte extracţie în greutate tehnologică, iar indicile m, calculat cu ajutorul lui, se numeşte extracţie de metal tehnologică.

Preparatorii din ramura minereurilor neferoase cunosc formule algebrice care permit calcularea valorii extracţiei în greutate tehnologice pe baza conţinuturilor de metale, pentru un număr oarecare de produse obţinute din minereu, însă aplicarea acestor formule în practica uzinelor de preparare, se limitează la cazul obţinerii a două produse (un concentrat şi un steril) sau cel mult trei produse (două concentrate şi un steril).

Aceste formule se prezintă astfel:

— în cazul unui singur concentrat, extracţia în greutate a concentratului este:

$$v = \frac{a-b}{c-b}\,100; \qquad (2)$$

— în cazul a două concentrate, extracţia în greutate a celor două concentrate este:

$$v^{\mathrm{I}} = \frac{(a_1-b_1)(d_2-b_2)-(d_1-b_1)(a_2-b_2)}{(c_1-b_1)(d_2-b_2)-(d_1-b_1)(c_2-b_2)}\,100; \qquad (3)$$

$$v^{\mathrm{II}} = \frac{100(a_2-b_2)-v^{\mathrm{I}}(c_2-b_2)}{d_2-b_2}; \qquad (4)$$

— în cazul a trei cencentrate, extracţia în greutate a celor trei concentrate este:

$$v^{\mathrm{I}} = \frac{(a_1-b_1)(d_2-b_2)(e_3-b_3)-(a_1-b_1)(d_3-b_3)(e_2-b_2)}{(c_1-b_1)(d_2-b_2)(e_3-b_3)-(c_1-b_1)(d_3-b_3)(e_2-b_2)} -$$
$$-\frac{(a_2-b_2)(d_1-b_1)(e_3-b_3)+(a_2-b_2)(d_3-b_3)(e_1-b_1)}{(c_a-b_2)(d_1-b_1)(e_3-b_3)+(c_2-b_2)(d_3-b_3)(e_1-b_1)} +$$
$$+\frac{(a_3-b_3)(d_1-b_1)(e_2-b_2)-(a_3-b_3)(d_2-b_2)(e_1-b_1)}{(c_3-b_3)(d_1-g_1)(e_2-b_2)-(c_3-b_3)(d_2-b_2)(e_1-b_1)}; \qquad (5)$$

$$v^{\mathrm{II}} = \frac{100(a_2-b_2)(e_3-b_3)-(a_3-b_3)(e_2-b_2)}{(d_2-b_2)(e_2-b_3)} -$$
$$-\frac{v^{\mathrm{I}}(c_2-b_2)(e_3-b_3)-(c_3-b_3)(e_2-b_2)}{(d_3-b_3)(e_2-b_2)}; \qquad (6)$$

$$v^{\mathrm{III}} = \frac{100(a_3-b_3)-v^{\mathrm{I}}(c_3-b_3)-v^{\mathrm{II}}(d_3-b_3)}{e_3-b_3}; \qquad (7)$$

în care:

v^{I}, v^{II}, v^{III} sînt extracţiile în greutate ale concentratelor;

a — coţinutul de metal în minereu;

b — conţinutul de metal în steril;

$c, d, e,$ — conţinuturile de metal în concentratele $v,^{\mathrm{I}}$ $v,^{\mathrm{II}}$ v^{III}.

Pentru cazul unui singur concentrat se folosesc conţinuturile unui singur metal, pentru cazul a două concentrate se folosesc conţinuturile a două metale, marcate cu 1, respectiv 2 ş.a.m.d.

Numărul de binomi la numărător, ca şi la numitorul expresiei lui v pentru primul concentrat, este egal cu numărul de metale folosit în calcul înmulţit cu factorialul aceluiaşi număr. Se înţelege de ce, o dată cu creşterea numărului de produse, calculul se complică atît de repede, încît practic nu se poate utiliza nici chiar în cazul a trei concentrate, caz foarte frecvent în prepararea minereurilor complexe. Din acest motiv, instrucţiunile în vigoare, la acele instalaţii de flotaţie a minereurilor complexe care produc trei concentrate, nu prevăd aplicarea formulei trimetalice (5, 6 şi 7) ci a formulei bimetalice (3 şi 4), în care scop se folosesc conţinuturile a două metale (în majoritatea cazurilor plumb şi zinc) în minereu, cele două concentrate şi sterilul rămas de la flotarea blendei. Pentru al treilea element (de obicei sulful) se aplică formula monometalică (2), folosind conţinuturile în alimentarea ope-

* Se supune discuţiei.

rației, concentratul respectiv (pirita) și sterilul final.

Acest procedeu ușurează cu mult calculul, însă are anumite neajunsuri față de aplicarea formulei trimetalice. Este necesară luarea unei probe în plus și analizarea ei (sterilul de la flotarea blendei). Deseori condițiile concrete ale instalației nu permit luarea corectă a acestei probe. De aici rezultă imposibilitatea închiderii exacte a bilanțului tehnologic al celor trei elemente, iar uneori deformările sînt atît de mari, încît indicii obținuți nu mai pot fi luat în considerare.

Necesitatea obținerii unor indici cît mai apropiați de realitate și a închiderii bilanțului metalic în cadrul unor lucrări de cercetare a dus la elaborarea metodei de calcul rapide, prezentate mai jos, care constă în extinderea formulelor monometalice la cazul a două, trei, patru sau mai multe concentrate, prin procedeul aproximărilor succesive.

Astfel, pentru cazul a două concentrate se poate scrie:

$$v^{I} = \frac{100\,(a_1-b_1)-v^{II}\,(d_1-b_1)}{c_1-b_1}, \qquad (8)$$

$$v^{II} = \frac{100\,(a_2-b_2)-v^{I}\,(c_2-b_2)}{d_2-b_2}. \qquad (9)$$

Pentru anumite valori date ale conținuturilor, luînd o valoare arbitrară pentru v^{I} și introducînd-o în expresia lui v^{II}, căpătăm pentru acest indice o valoare oarecare, diferită de cea reală, care s-ar obține cu formulele clasice (3 și 4). Totuși, într-o instalație de preparare care funcționează normal, astfel încît conținuturile de metale în concentratele de același nume sînt apreciabil mai mari decît în restul produselor, această valoare a lui v^{II} nu va fi mult diferită de valoarea reală. Introducînd acum valoarea obținută pentru v^{II} în expresia lui v^{I}, căpătăm, pentru aceasta, o valoare mult mai apropiată de cea reală, decît valoarea arbitrară luată inițial. Cu această valoare a lui v^{I} căpătăm din nou o valoare pentru v^{II}, care va fi de asemenea, mai apropiată de cea reală decît prima. Repetînd calculul de un număr suficient de ori, putem obține rezultatele cu un număr oricît de mare de zecimale exacte.

În același fel, pentru cazul a trei concentrate se poate scrie:

$$v^{I} = \frac{100\,(a_1-b_1)-v^{II}\,(d_1-b_1)-v^{III}\,(e_1-b_1)}{c_1-b_1};$$

$$v^{II} = \frac{100\,(a_2-b_2)-v^{I}\,(c_2-b_2)-v^{III}\,(e_2-b_2)}{d_2-b_2};$$

$$v^{III} = \frac{100\,(a_3-b_3)-v^{I}\,(c_3-b_3)-v^{II}\,(d_3-b_3)}{e_3-b_3}.$$

Luînd valori arbitrare pentru v^{II} și v^{III} se calculează o valoare pentru v^{I}, cu care apoi se obține o valoare mai exactă pentru v^{II}, apoi pentru v^{III} etc.

Metoda nu este generală, ci se poate folosi numai în cazurile cînd conținuturile de metale răspund anumitor condiții algebrice. Cu cît conținutul fiecărui metal este mai mic în concentratul de același nume și mai mare în celelalte produse, cu atît valorile găsite succesiv pentru extracția în greutate se apropie mai încet de valoarea reală, adică sînt necesare mai multe serii succesive de calcule pentru a se ajunge la același număr de zecimale exacte. De la o anumită limită metoda nu mai este aplicabilă. Printr-un calcul algebric al erorilor se poate demonstra că, în cazul a două concentrate, condiția aplicabilității metodei se exprimă prin inegalitatea:

$$\frac{(d_1-b_1)\,(c_2-b_2)}{(c_1-b_1)\,(d_2-b_2)} < 1.$$

Experiența a arătat că pentru toate instalațiile de preparare, care funcționează normal, și în toate lucrările de cercetare, unde se obține o oarecare concentrare a metalelor în concentratele de același nume, se poate aplica cu succes metoda de calcul, prin aproximări succesive, care ușurează cu mult calculul în comparație cu folosirea formulelor clasice.

Tabela 1

Indicii tehnologici calculați cu formula trimetalică clasică pe baza unor conținuturi date

Produsul	Extracție în greutate, %	Conținut, %			Extracție de metal, %		
		Pb	Zn	S	Pb	Zn	S
Minireu	100,00	2	3	24	100,00	100,00	100,00
Concentrat de plumb	5,08255	30	6	28	76,24	10,17	5,93
Concentrat de zinc	4,33755	1	48	34	2,17	69,40	6,14
Concentrat de pirită	41,78346	0,8	1	47	16,71	13,92	81,83
Steril	48,79644	0,2	0,4	3	4,88	6,51	6,10

Pentru ilustrarea metodei dăm mai jos un exemlu de calcul, pornind de la conţinuturile de plumb, zinc şi sulf obţinute într-o instalaţie ipotetică de preparare a unui minereu complex, din care se obţin trei concentrate şi steril.

Valorile indicilor calculaţi cu formulele clasice (5, 6 şi 7) sînt date în tabela 1. Extracţia în greutate s-a calculat cu cinci zecimale în scopul demonstraţiei care urmează.

Pentru a aplica la conţinuturile de metale din tabela 1 metoda de calcul de aproximări succesive, alegem iniţial pentru extracţiile în greutate valori arbitrare. Fie pentru inceput $v^{II}=30\%$ şi $v^{III}=50\%$. Atunci obţinem succesiv prima serie de calcule:

$$v^{I} = \frac{100 \cdot 1{,}8 - 30 \cdot 0{,}8 - 50 \cdot 0{,}6}{29{,}8} = 4{,}23\%;$$

$$v^{II} = \frac{100 \cdot 2{,}6 - 4{,}23 \cdot 5{,}6 - 50 \cdot 0{,}6}{47{,}6} = 4{,}25\%;$$

$$v^{III} = \frac{100 \cdot 21 - 4{,}23 \cdot 25 - 4{,}25 \cdot 31}{44} = 42{,}33\%;$$

— a doua serie de calcule:

$$v^{I} = \frac{100 \cdot 1{,}8 - 4{,}25 \cdot 0{,}8 - 42{,}33 \cdot 0{,}6}{29{,}8} = 5{,}074\%;$$

$$v^{II} = \frac{100 \cdot 2{,}6 - 5{,}074 \cdot 5{,}6 - 42{,}33 \cdot 0{,}6}{47{,}6} = 4{,}332\%;$$

$$v^{III} = \frac{100 \cdot 21 - 5{,}074 \cdot 25 - 4{,}332 \cdot 31}{44} = 41{,}792\%.$$

Tabela 2

Valorile extracţiei în greutate calculate prin aproximări succesive cu conţinuturile de metale din tabela 1

Modul de calcul	Extracţia în greutate, %		
	v^{I}	v^{II}	v^{III}
Valori luate arbitrar	—	30	50
Prima serie de calcule	4,23	4,25	42,33
A doua serie de calcule	5,074	4,332	41,792
A treia serie de calcule	5,0882	4,3375	41,7837
A patra serie de calcule	5,08255	4,33755	41,78364

Continuînd seriile de calcule în acelaşi fel, obţinem succesiv valorile extracţiei în greutate după cum se arată în tabela 2. La primele serii de calcule nu s-au scos valorile lui v cu prea multe zecimale deoarece ar fi o exactitate inutilă.

Se constată că, după a patra serie de calcule, obţinem valorile lui v cu patru zecimale exacte şi a cincea prin rotunjire (aşa cum am obţinut şi cu formulele clasice), deşi am pornit la calcul de la valori cu totul arbitrare.

Pentru nevoile practice era suficientă exactitatea după a treia serie de calcule, sau chiar după a doua. În general, atunci cînd se urmăreşte mersul continuu al unei instalaţii de preparare, valorile arbitrare luate iniţial se aleg cît mai aproape de rezultatul final aşteptat, prin aceasta mărindu-se exactitatea în aşa măsură, încît de regulă sînt suficiente numai două serii de calcule.

Avantajele metodei de calcul prin aproximări succesive ies în evidenţă cu atît mai mult cu cît numărul de concentrate produse este mai mare.

În cazul a două concentrate, timpul necesar cu ambele metode este aproximativ egal, în cazul a trei concentrate metoda aproximărilor succesive reduce timpul la circa o treime, iar în cazul a patru concentrate — la circa o zecime din timpul cerut de aplicarea formulelor clasice, ceea ce se poate deduce şi din raportul numărului de operaţii aritmetice reclamat de fiecare metodă. Pe lîngă timpul economisit, metoda arătată este mult mai puţin obositoare şi oferă mai puţine riscuri de erori.

În consecinţă, propunem să se încerce introducerea metodei de calcul cu formula monometalică prin aproximări succesive la toate instalaţiile de flotaţie a minereurilor complexe din ţară, unde se obţin trei concentrate, renunţîndu-se la luarea de probe din sterilul de la flotarea blendei. Apreciem că în majoritatea cazurilor timpul necesar pentru calcul nu va creşte faţă de aplicarea formulei bimetalice clasice şi se vor obţine rezultate mai apropiate de realitate. În mod special metoda propusă este recomandabilă în cazul unor scheme mai complicate, cum este, de exemplu, schema de flotare colectiv-selectivă, folosită în prezent la prepararea minereului Burloaia, unde aplicarea formulei bimetalice conduce la deformări apreciabile.

Eficacitatea tehnico-economică a iluminatului fluorescent în saline

Ing. P. Miclea şi ing. A. Diaconescu

După cum se ştie, cea mai răspîndită metodă de exploatare a sării geme, pe cale uscată, în ţara noastră, este metoda cu camere trapezoidale înalte şi pilieri, cu abataj descendent.

Această metodă a fost introdusă la noi în ţară încă de prin 1770, fiind aplicată prima dată la salinele din Maramureş, iar din 1860 şi la Salina Slănic, înlocuind vechea metodă de exploatare a sării prin excavaţii subterane în formă de clopot (cunoscute sub numele de „ocne").

Caracteristic pentru această metodă este faptul că se realizează excavaţii cu dimensiuni foarte mari. Astfel la Salina Slănic, a funcţionat pînă în 1935 mina „Principatele Unite", ale cărei camere au atins în final o înălţime de 96 m, cu o deschidere la bază de 47 m. Actuala exploatare — mina „Unirea" — are deschise camere pe o lungime de 1 800 m, cu o suprafaţă exploatabilă de 58 000 m², înălţimea camerelor fiind de 31 m, iar deschiderea la bază 32,5 m.

Exploatarea sării din aceste camere se face la acelaşi nivel, prin extragerea unor felii (trepte) de 2 m, pe întreaga suprafaţă a minei, executîndu-se în permanenţă şi lucrările pregătitoare (preabataje sau canale) pentru următoarea felie.

Procedeul de abataj constă în tăierea cu ajutorul havezelor universale a unor făgaşe verticale la pereţii camerelor de exploatare, tăierea la baza treptei (felie) a unui făgaş orizontal, în urma căreia sarea rămîne ca o placă în consolă, în care se execută găuri verticale care se împuşcă cu astralită, sarea detaşîndu-se sub formă de blocuri neregulate. Încărcarea sării în vagonete se face manual, prin claubare în abataj pe sorturi calitative şi granulometrice (sare bulgări, care se livrează ca atare, şi sare măruntă, care se prelucrează prin măcinare).

Aceste considerente au determinat încă de timpuriu necesitatea de a se ilumina cu mijloace eficace camerele de exploatare.

Dacă în vechile ocne, al căror cîmp de exploatare nu putea depăşi suprafaţa de 7 000 m², s-a menţinut timp îndelungat iluminatul cu ajutorul lămpilor cu seu, cu ulei de rapiţă, al lămpilor cu petrol sau mai tîrziu a celor cu carbid, apariţia metodelor de exploatare cu camere, care realizează suprafeţe mult mai mari, a impus şi găsirea unor metode superioare de iluminat.

Astfel, documente vechi confirmă faptul că la Salina Slănic, prima încercare de introducere a iluminatului electric în subteran s-a făcut în anul 1880, prin punerea în funcţiune a unei locomobile de 8 CP care acţiona prin curea un „electrodinam" furnizînd curent pentru alimentarea a 12 lămpi cu cărbune (arc voltaic) din mina „Principatele Unite".

În anul 1882, această locomobilă a fost înlocuită cu o maşină cu aburi de 18 CP, care acţiona acelaşi generator de curent continuu, furnizînd curent cu tensiune de 440 V.

În ce măsură acest iluminat a satisfăcut necesităţile de exploatare a sării, este greu de precizat. Este sigur însă că prin această încercare s-a pregătit terenul viitoarelor aplicaţii ale curentului electric.

În anul 1912 au luat fiinţă pe lîngă Salina Slănic două aşa-zise uzine electrice, care constau din două generatoare de curent continuu, unul de 440 V, 56 A, 30 kW şi altul de 230 V, 196 A şi 45 kW, acţionate primul de o maşină cu aburi, iar al doilea de un motor Diesel cu doi cilindri, avînd puterea 145 CP, care acţiona şi o moară de sare.

Curentul furnizat de aceste generatoare era folosit pentru iluminarea minei, precum şi a birourilor salinei şi centrului oraşului Slănic. De data aceasta însă, în locul lămpilor cu cărbune s-a început utilizarea becurilor electrice cu incandescenţă.

De la această dată uzina electrică a fost înzestrată treptat cu noi instalaţii, astfel că în 1931 s-a montat un generator de curent alternativ trifazic, avînd caracteristicile 380/220 V, 152/262 A, $F = 50$ Hz, $n = 1\,000$ rot/min, $P = 100$ kVA, fiind acţionat de un motor Diesel cu doi cilindri, de 120 CP. Acest generator furniza energia electrică necesară atît iluminatului, cît şi acţionării havezelor şi perforatoarelor electrice introduse în acel an.

Între anii 1938 şi 1943 s-a deschis mina care este în exploatare şi în prezent. Proiectul de deschidere şi exploatare prevedea executarea instalaţiei electrice pentru iluminat la toate locurile de muncă.

Această instalaţie constă din :

— cablul de la staţia de distribuţie, situată la suprafaţă, pînă la staţia din subteran ;

— tablouri de distribuţie cu automate de protecţie pe circuite, amplasate la nivelul balcoanelor de control ;

— instalaţia electrică de la tablourile de distribuţie, pînă la punctele de alimentare a lămpilor, pozată pe pereţii galeriilor de trasare, la circa 20 cm de tavan ;

— firele de coborîre şi tobele pe care acestea se bobinează ;

— corpurile de iluminat.

Pe întreaga suprafaţă a minei au fost amplasate 200 de lămpi, dispuse în zig-zag pe două rînduri, corespunzătoare celor două balcoane pentru fiecare cameră.

Corpurile de iluminat erau formate dintr-un reflector metalic tip Universal echipat cu o dulie E-40 (tip Goliath) şi un bec de 300 W.

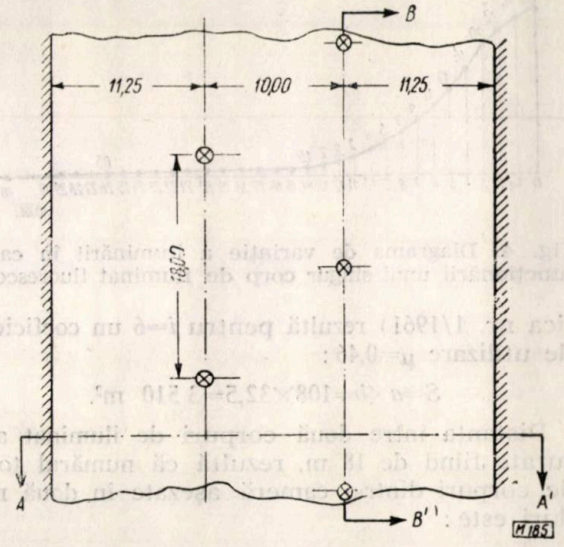


Fig. 1. Amplasarea corpurilor de iluminat pe suprafaţa unei camere.

Ulterior, datorită faptului că becurile Goliath se procurau greu şi aveau un preţ ridicat, într-un reflector s-au montat două dulii E-27 (tip Edison) cu două becuri a cîte 200 W fiecare.

În această situaţie se obţineau următorii indici de iluminare :

— puterea pe o lampă, $P_i = 2x200 = 400$ W ;

— fluxul luminos al unui bec de 200 W fiind de 2 600 lm, înseamnă că o lampă realiza $\Phi = 2x2\,600 = 5\,200$ lm ;

— puterea totală instalată era $= P$ 200 lămpi x 400 W $= 80\,000$ W ;

— suprafaţa totală de iluminat este de 58 000 m² ;

— rezultă că puterea pe 1 m² este : $p = \frac{80\,000}{58\,000} \cong$ $\cong$ 1,4 W/m².

Iluminatul incandescent creează puncte de concentrare a luminii sub lampă şi puncte slab luminate, cel mai defavorabil fiind punctul aflat la peretele camerei, pe mediatoarea distanţei dintre lămpi.

Pe baza calculelor şi măsurătorilor s-a constatat că între punctul cu iluminarea maximă şi punctul cu iluminarea minimă există o scădere mare a iluminării, ceea ce influenţează negativ asupra personalului din subteran.

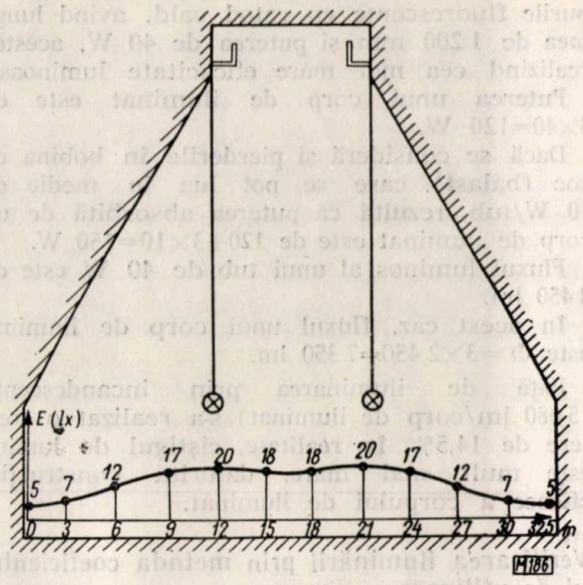


Fig. 2. Diagrama de variaţie a iluminării de-a lungul secţiunii A — A'.

Pe lîngă această deficienţă iluminatul incandescent oricît de bun ar fi nu realizează o lumină aproapiată de cea a zilei, fapt ce afectează negativ sănătatea muncitorilor din subteran şi productivitatea muncii acestora, avînd în vedere necesitatea de claubare a sării în abataj.

Faţă de aceste deficienţe, încă din 1960 s-a studiat de către colectivul de ingineri şi tehnicieni ai Salinei Slănic posibilitatea îmbunătăţirii iluminatului subteran prin înlocuirea iluminatului incandescent cu becuri, prin iluminat fluorescent cu tuburi.

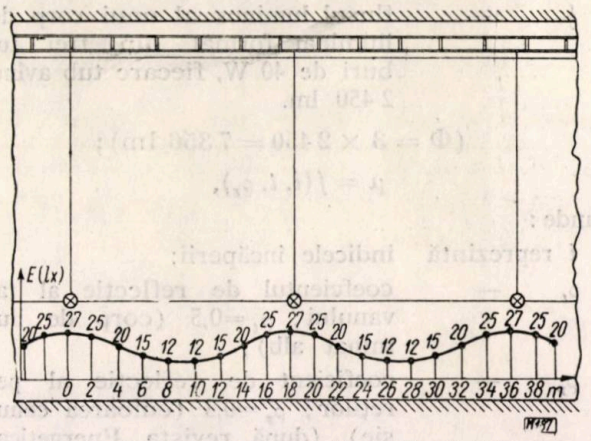


Fig. 3. Diagrama de variaţie a iluminării de-a lungul secţiunii B — B'.

Pentru a se folosi instalaţia electrică existentă, s-a menţinut acelaşi număr de lămpi, avînd aceeaşi amplasare. Corpurile de iluminat s-au confecţionat din tablă neagră de 1 mm, vopsite în interior cu vopsea albă. Un corp de iluminat este format din trei cutii dispuse în triunghi echilateral, fiecare cutie avînd un tub fluorescent.

Pe baza documentaţiei studiate s-au ales tuburile fluorescente cu catod cald, avînd lungimea de 1 200 mm şi puterea de 40 W, acestea realizînd cea mai mare eficacitate luminoasă.

Puterea unui corp de iluminat este de $3\times40=120$ W.

Dacă se consideră şi pierderile în bobina de şoc (balast), care se pot lua în medie de 10 W/tub, rezultă că puterea absorbită de un corp de iluminat este de $120+3\times10=150$ W.

Fluxul luminos al unui tub de 40 W este de 2 450 lm.

În acest caz, fluxul unui corp de iluminat este $\Phi=3\times2\,450=7\,350$ lm.

Faţă de iluminarea prin incandescenţă (5 080 lm/corp de iluminat) s-a realizat o creştere de 14,5%. În realitate, cîştigul de lumină este mult mai mare, datorită construcţiei eficace a corpului de iluminat.

Verificarea iluminării prin metoda coeficientului de utilizare

Iluminatul fluorescent:

$$E=\frac{\mu\Phi}{S}\ \text{lx}$$

unde:

E reprezintă iluminarea medie, lx;
Φ — fluxul luminos total pe suprafaţa aleasă, lm;
μ — coefiecientul de utilizare;
S — suprafaţa de iluminat, m².

$$\Phi=N\cdot\phi,\ \text{lm}$$

N reprezintă numărul corpurilor de iluminat;
ϕ — fluxul luminos al unui corp de iluminat format din trei tuburi de 40 W, fiecare tub avînd 2 450 lm.

$$(\Phi=3\times2\,450=7\,356\ \text{lm});$$

$$\mu=f(i,t,\rho_p),$$

unde:

i reprezintă indicele încăperii;
ρ_t — coefcientul de reflecţie al tavanului; $\rho_t=0{,}5$ (corp de iluminat alb);
ρ_p — coeficient de reflecţie al pereţilor; $\rho_p=0{,}3$ (culoarea cenuşie), (după revista Energetica, nr. 1/1961).

$$i=\frac{0{,}2\,a+0{,}8\,b}{h}$$

unde:

a este lungimea camerei, m;
b — lăţimea camerei, m;
h — înălţimea de suspendare faţă de suprafaţa de utilizare, m.

Lungimea medie a camerelor de exploatare este 100—110 m, în calcul luîndu-se valoarea $a=108$ m corespunzătoare unui număr de şase corpuri de iluminat pe o latură.

$$i=\frac{0{,}2\times108+0{,}8\times32{,}5}{8}\cong6.$$

Din tabela 3 („Calculul iluminatului fluorescent" de ing. D. I. Dumitrescu, revista Energetica nr. 1/1961) rezultă pentru $i=6$ un coeficient de utilizare $\mu=0{,}46$:

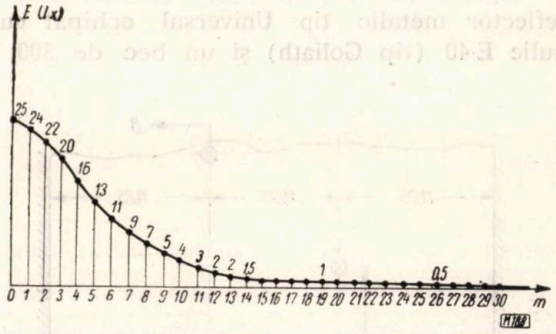


Fig. 4. Diagrama de variaţie a iluminării în cazul funcţionării unui singur corp de iluminat fluorescent.

$$S=a\times b=108\times32{,}5=3\,510\ \text{m}^2.$$

Distanţa între două corpuri de iluminat alăturate fiind de 18 m, rezultă că numărul total de corpuri dintr-o cameră aşezate în două rînduri este:

$$N=\frac{108}{18}=12\ \text{buc.}$$

$$\Phi=12\times7\,350=88\,200\ \text{lm},$$

$$E=\frac{0{,}46\times88\,200}{3\,510}=11{,}60\ \text{lx}.$$

Întrucît camerele au în secţiune un profil trapezoidal, lămpile nu pot fi aşezate raţional şi uniform pe suprafaţa actuală de lucru, aşa încît există puncte cu iluminat foarte bun şi puncte cu iluminat mai slab, după cum rezultă şi din diagramele iluminării ridicate pe teren.

Calculul de mai sus este acoperitor, întrucît s-au luat $\rho_p=0{,}3$, iar în realitate acest coeficient este mai mare, ţinîndu-se seamă de faptul că şi pereţii corpurilor de iluminat reflectă lumina.

Iluminatul incandescent:

$$E=\frac{\mu\Phi\,\Delta c}{S},\ \text{lx}$$

unde :

$\triangle c$ — reprezintă factorul de depreciere. (După ing. G. Nahmias „Iluminatul industrial", Edit. C.C.S., 1954, tabela 15, $\triangle c=0{,}65$).

$$i = \frac{a \cdot b}{h(a+b)} = \frac{108 \times 32{,}5}{8(108+32{,}5)} = 3{,}1 .$$

Pentru $\rho_p=0{,}3$ şi $\rho_t=0{,}5$ rezultă $\mu=0{,}57$ („Iluminatul industrial", tabela 29) :

$$\Phi = N\phi = 12 \times 5\,080 = 60\,960 \text{ lm};$$

$\phi = 5\,080$ lm pentru două lămpi de cîte 200 W ;

$$E = \frac{0{,}57 \times 60\,960 \times 0{,}65}{3\,510} = 6{,}4 \text{ lx}.$$

Rezultă că iluminatul fluorescent realizează în cazul Salinei Slănic o iluminare medie aproape de două ori mai mare faţă de iluminatul incandescent.

În urma măsurătorilor efectuate s-a constatat că în cazul iluminatului incandescent există locuri — la pereţii camerelor, unde iluminarea are valori de 2 lx, în timp ce sub corpul de iluminat incandescent iluminarea este de 20 lx.

Normele prevăd iluminarea minimă $E=5$ lx (Manualul inginerului electrician, vol V, tabela 71-B, munci de categoria şase pentru $\rho=0{,}15$—$0{,}50$). Această condiţie se realizează pentru Salina Slănic numai în cazul iluminatului fluorescent.

Economia anuală de energie şi materiale

$$e = (P_i - P_f)\, n$$

e reprezintă economia de energie pe un corp, lei ;

P_i — puterea pentru un corp de iluminat incandescent ;

P_f — puterea pe un corp de iluminat fluorescent ;

n — numărul orelor de funcţionare pe an.

$e=(400—150)\ 7\,200=1\,800\,000$ Wh$=1\,800$ kWh.

Considerînd costul unui kWh de 0,25 lei, rezultă o economie anuală pe corp de iluminat :

$$E_1=1\,800\times0{,}25=450 \text{ lei/an}.$$

Prin înlocuirea iluminatului incandescent cu iluminat fluorescent se realizează şi economii de materiale :

$$E_2 = C_i - C_f$$

în care :

C_i este costul anual al becurilor pentru un corp de iluminat ;

C_f — costul anual al tuburilor, starterelor şi balasturilor, pentru un corp de iluminat.

În STAS 6115—58 se prevede pentru un bec durata de 1 000 ore funcţionare.

Costul unui bec de 200 W este de 13,35 lei fiecare corp de iluminat avînd două becuri.

Ţinînd cont că numărul orelor de funcţionare anual este de 7 200, obţinem :

$$C_i = 2 \times 13{,}35 \times \frac{7\,200}{1\,000} \cong 192 \text{ lei}.$$

Faţă de becuri, tuburile fluorescente au durata de funcţionare mult mai mare şi anume minimum 5 000 ore.

Starterele se aproximează la 10 000 ore, iar balasturile la 72 000 ore de funcţionare.

În acest caz :

$$C_f = 24 \text{ lei/tub} \times \frac{7\,200}{5\,000} + 10 \text{ lei/start} \times$$

$$\times \frac{7\,200}{10\,000} + 46 \text{ lei/balast} \times$$

$$\times \frac{7\,200}{7\,200} = 34{,}8 + 7{,}20 + 4{,}60 \cong 47 \text{ lei}$$

deci :

$$E_2 = C_i - C_f = 192 - 47 = 145 \text{ lei}.$$

Rezultă că economia anuală totală pe un corp de iluminat este :

$$E = E_1 + E_2 = 450 + 145 = 595 \text{ lei/an}.$$

Economia totală pe cele 200 corpuri de iluminat este :

$$E_{tot} = 595 \times 200 = 119\,000 \text{ lei/an}.$$

Faţă de vechiul sistem de iluminat, intervine costul confecţionării corpurilor de iluminat.

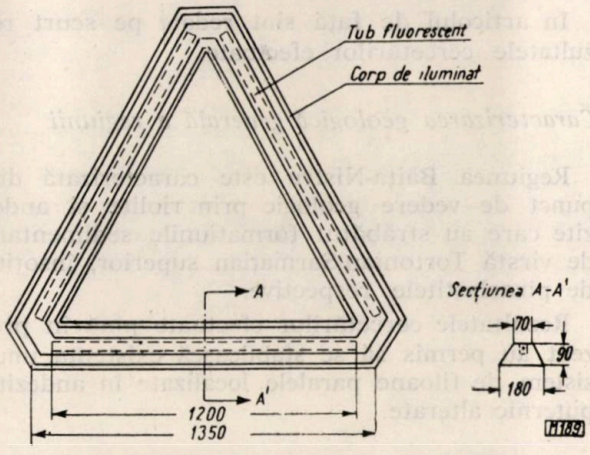


Fig. 5. Construcţia unui corp de iluminat.

Acestea au fost confecţionate la Combinatul industrial „Progresul"—Ploieşti, cu un cost de 680 lei/corp.

În acest caz, costul confecţionării celor 200 corpuri de iluminat este :

$$c=680\times200=136\,000 \text{ lei}.$$

Aşadar, la schimbarea sistemului de iluminat se realizează un plus de cheltuieli de :

$136\,000 - 119\,000 = 17\,000$ lei,

care se recuperează integral şi cu un excedent de 119 000 — 17 000=102 000 lei în primul an de funcţionare.

Pentru suspendarea corpurilor de iluminat se foloseşte cablu de oţel zincat cu diametrul de 5 mm, fiecare cablu avînd lungimea totală de 50 m, pentru a putea satisface nevoile iluminatului pînă la finele exploatării.

Alimentarea corpurilor de iluminat se face printr-un conductor de coborîre din cupru de 2×2,5 mm² (NSA).

Pentru a evita efectul stroboscopic al tuburilor, acestea sînt montate pe toate cele trei faze ale reţelei, la tensiunea de 220 V.

Iluminatul fluorescent a fost introdus la Salina Slănic începînd din octombrie 1961, montîndu-se tuburi tip C.C. fabricaţie „Electrofar"— Bucureşti.

Tuburile C.C., se preferă datorită aspectului mai plăcut al luminii şi asemănării cu lumina zilei.

În prezent, iluminatul fluorescent este extins pe 2/3 din suprafaţa minei, precum şi instalaţia de preparare a sării, în magazii şi în ateliere. Prin această realizare Salina Slănic a primit un aspect mai plăcut, condiţiile de lucru îmbunătăţindu-se simţitor.

Mineralizaţia cu telururi auro-argentifere din zăcămîntul Băiţa - Nistru (Baia-Mare)

Butucescu N., Bonea L., Botnarencu A., Stoicescu Gh., Stoicescu Fl.

Prin cercetările efectuate în cursul anului 1961 asupra mineralizaţiei din mina Băiţa, au fost identificate pentru prima oară telururi auro-argentifere, în regiunea Baia-Mare.

Datele cu privire la caracteristicile acestei mineralizaţii au fost prezentate de către autori în sesiunea de comunicări ştiinţifice organizată de T.P.E.M. în luna aprilie 1962.

În articolul de faţă sînt redate pe scurt rezultatele cercetărilor efectuate.

Caracterizarea geologică generală a regiunii

Regiunea Băiţa-Nistru este caracterizată din punct de vedere geologic prin riolite şi andezite care au străbătut formaţiunile sedimentare de vîrstă Tortonian-Sarmaţian superior, însoţite de piroclastitele respective.

Rezultatele cercetărilor efectuate pînă în prezent au permis să se stabilească existenţa unui sistem de filoane paralele localizate în andezite puternic alterate.

Observaţii asupra mineralizaţiei şi rocii-gazdă

La orizontul cercetat roca înconjurătoare este o rocă efuzivă brecifiată şi puternic alterată hidrotermal.

Macroscopic apare compactă, dură, de culoare cenuşie-albicioasă cuprinzînd cuiburi de caolin şi granule mărunte de cuarţ.

Microscopic, roca prezintă o structură porfirică pusă în evidenţă de existenţa unor granule de cuarţ (de 0,1—0,7 mm) incluse într-o pastă criptocristalină silicifiată-caolinizată şi mai puţin sericitizată în care, din cauza alteraţiei, nu se pot distinge resturile sau contururile felspaţilor sau mineralelor femice.

În afara cuarţului magmatic, mai distingem un cuarţ hidrotermal dispus în granule colţurate sau uşor rotunjite uneori cu o extincţie uşor ondulatorie şi concentraţiuni criptocristaline sau amorfe, de minerale argiloase, sau agregate solzoase de sericit. În aceste concentraţii nu distingem contururi idiomorfe care ar presupune o substituţie metasomatică după minerale preexistente. Această rocă apare invariabilă pe toată lungimea filonului.

Mineralizaţia, în lungul filonului, este în general uniformă, fiind alcătuită în marea majoritate dintr-o masă de pirită cu cuiburi de calcopirită asociată intim cu o gangă cuarţoasă, care cantitativ formează partea cea mai importantă a mineralizaţiei. Acesteia îi urmează, din punct de vedere cantitativ, un complex de lamprite, inegal dezvoltat sau uneori lipsind complet.

Mineralizaţia apare mai variată numai în zona mineralelor cu conţinut mare de plumb, însoţite de telururi auro-argentifere. Prezenţa acestor minerale poate fi stabilită şi prin observarea macroscopică mai atentă (fig. 1).

Descrierea macroscopică a tipurilor de minereu

Din observaţiile făcute reiese că pot fi uşor diferenţiate macroscopic trei tipuri principale de minereu.

1) Tipul de minereu piritos constituie mineralizaţia predominantă a filonului. Textura ca-

Fig. 1. Vinişoare fine de telururi (Te) situate la contactul dintre roca înconjurătoare şi filonul propriu-zis. Fragment de filon mărit 1,5 x.

racteristică este în benzi de pirită şi cuarţ. Lăţimea benzilor prezintă dese îngroşări şi subţieri, astfel încît contactul între ele este sinuos şi fără a avea specificul unei texturi rubanate.

Contactul dintre umplutura filoniană şi roca înconjurătoare este realizat prin benzile de pirită cu grosimi ce variază între 1 şi 7 cm.

Granulaţia mineralelor componente este în general fină, dîndu-i o structură masivă, iar pe alocuri se disting goluri căptuşite cu cristale de pirită sau de cuarţ cu dimensiuni de 1 mm (pentru pirită) şi de 5 mm (pentru cuarţ).

Calcopirita este inclusă în benzile de pirită sub formă de mici cuiburi de 1—3—4 mm, sau, destul de des, ea tapisează golurile din aceste benzi. În acest ultim caz calcopirita ne apare întotdeauna alterată fiind acoperită de o crustă pulverulentă, de culoare neagră, formată din minerale secundare (calcozină, covelină).

Caracteristica benzilor de cuarţ este aceea că se întîlneşte fie în forma unor cristale alb-lăptoase, prismatice, neorientate, fie compact, caz în care deseori este străbătut de filonaşe, cuiburi sau paiete de caolin şi sericit.

2) Tipul de minereu piritos cu lamprite. Dezvoltarea în spaţiu a acestui tip de minereu este cu mult subordonată tipului precedent. În general, aspectul mineralizaţiei este asemănător (ca textură şi structură) celui precedent, deosebindu-se numai prin apariţia unor noi minerale (lampritice). Aceste minerale (galenă — blendă — calcopirită) apar sub forma unor cuiburi cîteodată alungite ca mici lentile cu dimensiuni de ordinul centimetrilor (1—3 cm) dispuse în benzile de pirită. În interiorul acestor mici concentraţiuni se disting granule bine individualizate de galenă (în cazul galenei apare frecvent clivajul caracteristic), blendă şi calcopirită.

Menţionăm că în minereul acesta, cantitatea de calcopirită este mai ridicată faţă de calcopirita de tip piritos şi, de asemenea, ea nu apare niciodată cu cruste de alterare.

Dintre lamprite blenda este mineralul predominant urmat de galenă, care apare în proporţii aproape asemănătoare, şi de calcopirită, care apare în cantităţi ceva mai reduse.

3) Tipul de minereu cu telururi (altait — hessit — sylvanit). Are o răspîndire sporadică. Modul de ocurenţă este oarecum particular prin faptul că se întîlneşte numai sub forma unor benzi fine (de 0,5—1,50 mm grosime) discontinui şi neregulate, distribuite simetric la contactul dintre filon şi roca înconjurătoare (fig. 1).

La o observare macroscopică mai atentă se pot recunoaşte cristalele lamelare de hessit asociate intim cu sylvanit şi cu granule de altait. Culoarea lor este legată de mineralul respectiv, hessitul este roz-mov, iar cînd a concrescut cu sylvanitul atunci trece într-o tentă cu o uşoară nuanţă înspre tabac ; altaitul iese în evidenţă prin culoarea lui alb de staniu puternic strălucitoare.

Cantitativ se poate aprecia că altaitul este telurura net predominantă, urmată de hessit, iar sylvanitul se găseşte în proporţii reduse.

Analizele efectuate în cadrul laboratorului de spectrografie şi docimazie al T.P.E.M. (în anii 1961 şi 1962) au confirmat prezenţa telururilor.

Identificarea telurului a fost efectuată după linia spectrală 2385,75 Å, cu sensibilitate de la 0,001%.

Descrierea mineralelor componente

Mineralele prezente în mineralizaţia cercetată sînt următoarele :

I. **Minerale metalice**

1. Pirita, mineral predominant.
2. Calcopirita, mineral subordonat cu răspîndire relativ uniformă.
3. Blenda, mineral subordonat cu răspîndire relativ neuniformă.
4. Galena, mineral subordonat cu răspîndire relativ neuniformă.
5. Altait, mineral subordonat blendei şi galenei cu răspîndire sporadică.
6. Hessit
7. Sylvanit
8. Petzit ?
9. Covelină
10. Calcozină
} mineralele sporadice

II. **Minerale de gangă**

1. Cuarţ, mineral predominant.
2. Minereuri argiloase
3. Sericit
} minerale subordonate răspîndite relativ uniform.

I. Minerale metalice

1. Pirita (FeS_2) apare răspîndită uniform pe toată lungimea filonului sub forma unor mase compacte de grosimi variabile. Microscopic o întîlnim prezentă în granule hipidiomorfe sau mai frecvent allotriomorfe, cele idiomorfe fiind extrem de rare. Dimensiunile granulelor sînt cuprinse între 0,1—2,7 mm. Granulația cea mai frecventă variind între 0,4—0,6 mm.

În zona învecinată telururilor pirita o întîlnim mai compactă, granulele fiind strîns sudate între ele, ca apoi în zona cu telururi pirita să apară pe anumite porțiuni cataclazată și substituită de telururi (fig. 2).

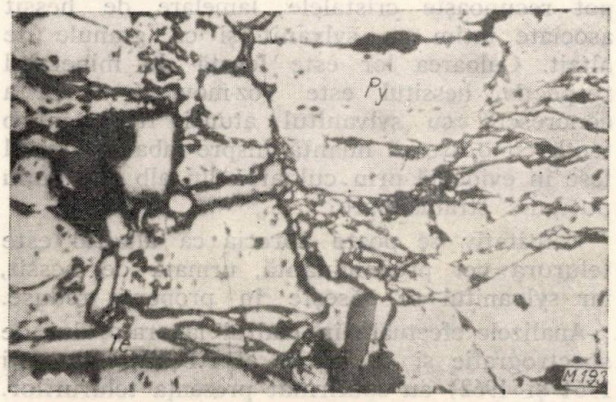


Fig. 2. Pirită (Py) intens cataclazată urmată de o substituție a telurilor (Te). (45 x)

Cristalele de pirită apar frecvent corodate de mineralele de gangă și de restul mineralelor metalice cu care este asociată (fig. 3).

Acest fapt denotă că ea este cel mai vechi mineral din seria mineralelor metalice.

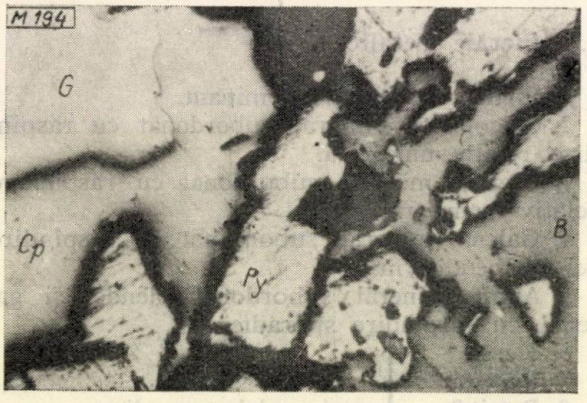


Fig. 3. Pirită (Py) corodată intens de blendă (B) și de calcopirită (Cp) ultima fiind corodată la rîndul ei de galenă (G). (45 x)

2. Calcopirita ($CuFeS_2$) o întîlnim în genere sub forma unor granule xenomorfe de 0,55 mm (este granulația cea mai perfectă) ocupînd spațiile libere dintre granulele de pirită. Mai poate fi prezentă și sub forma unor plaje de dimensiuni milimetrice de circa 1—2 mm în special atunci cînd apar în asociație cu blenda și galena.

Sub formă de filonașe poate fi întîlnită în cuprinsul plajelor de blendă pe care le traversează neregulat. De asemenea, în cuprinsul acelorași plaje de blendă calcopirita apare și ca incluziuni fine, punctiforme sau baccilare.

Ca o venire tardivă calcopirita se remarcă și în zona de telururi unde apare în filoane fine, total transformate în covelină ce se insinuează în cuprinsul plajelor de altait, sau sub forma unor granule, reduse ca dimensiuni, situate la periferia plajelor de altait pe care le corodează (fig. 4).

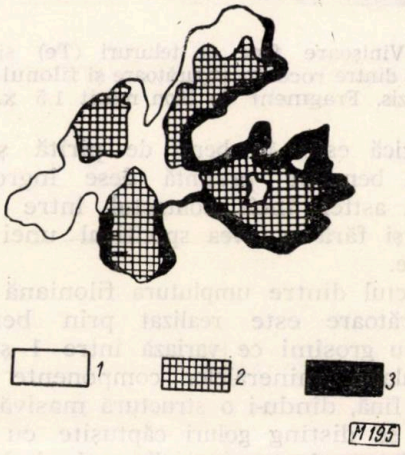


Fig. 4. Calcopirita II care substituie altaitul : *1* — altait ; *2* — calcopirită II ; *3* — covelină + calcozină.

Frecvent, întîlnim granule de calcopirită puternic corodate de cuarțul hidrotermal sau de plaje de sericit, ultimele avînd uneori și o acțiune de substituție metasomatică asupra calcopiritei pe care o invadează, nerămînînd din ea decît relicte informe.

Cînd apare asociată cu blenda și galena se prezintă întotdeauna proaspătă.

3. Blenda (ZnS) apare legată de mineralizația piritoasă răspîndită sub forma unor cuiburi neregulate alături de galenă și calcopirită.

Microscopic se prezintă sub forma unor granule allotriomorfe sau mai frecvent în plaje neregulate de dimensiuni variabile cuprinse între 0,1—3,5 mm, — cele mai des întîlnite avînd o granulație de 0,9—1,10 mm.

În genere, atît granulele cît și plajele de blendă conțin frecvent incluziuni punctiforme sau baccilare de calcopirită ce indică structuri de desamestec din soluții solide. De multe ori remarcăm cum frecvența incluziunilor de calcopirită imprimă blendei o falsă anizotropie. Asociată cu pirita, blenda întotdeauna corodează puternic pirita.

Se cunosc asociații intime ale blendei cu galena și cu calcopirita. Acest fapt reiese clar din figura 5.

Fig. 5. Blendă (B) străbătută de filonaşe de calcopirită (Cp) care o corodează şi substituie parţial. Secţ. polisată în lumină // (40 x).

4. Galena (PbS) este prezentă atît în mineralizaţia cu lamprite cît şi în mineralizaţia cu telururi.

În mineralizaţia piritoasă galena apare dezvoltată cantitativ, în aceeaşi proporţie ca şi blenda cu care apare întotdeauna asociată.

O întîlnim în majoritatea cazurilor sub forma unor plaje ce ating dimensiuni cuprinse între 0,15—3,00 mm, dimensiunea cea mai frecventă fiind în jur de 1,10 mm. Se insinuează printre granulele de pirită alături de plajele de blendă şi de calcopirită cu care apare asociată. Relaţiile dintre galenă şi restul sulfurilor, din complexul lampritic, au fost amintite atunci cînd s-a făcut descrierea lor (fig. 3).

Galena din mineralizaţia cu telururi se prezintă în filonaşe discontinui fine de circa 0,35 mm grosime, asociată frecvent cu altaitul, hessitul şi sylvanitul (fig. 6).

În zona aceasta uneori galena se mai poate prezenta şi sub forma unor plaje alungite sau a unor cristale cu forme bizare ce invadează granulele de pirită care apar în imediata vecinătate a zonei cu telururi.

Fig. 6. Filonaş alcătuit din altait (A) ce se continuă cu hessit (H) şi sylvanit (Sy) dispus mirmecitic la contact cu o galenă (G) (35 x).

5. Altaitul (PbTe) este telurura predominantă. Macroscopic prezintă o culoare albă de staniu cu nuanţe uşor gălbui şi cu un luciu metalic foarte accentuat. Duritatea este mai scăzută decît a galenei.

La microscop culoarea mineralului este un alb curat, strălucitor, şi cu o capacitate de reflexie foarte ridicată, identică cu a unui metal în stare nativă.

Pleocroismul este inexistent, iar efectele de anizotropie lipsesc, fiind un mineral cubic.

La microscop s-a constatat că altaitul reacţionează pozitiv cu HNO_3, provocîndu-i o brunisare, iar HCl îi provoacă o irizare mai mult sau mai puţin accentuată. $FeCl_3$ acţionează intens imprimîndu-i structuri de reacţie foarte caracteristice şi specifice lui.

Se comportă negativ faţă de atacul cu KOH sau cu KON.

În tipul de minereu studiat altaitul apare dezvoltat în plaje mari, alături sau în continuarea celor de galenă sau hessit, dispuse în filonaşe discontinui (fig. 7) ce au lungimi milimetrice şi grosimi ce nu depăşesc 025—0,40 mm. Modul acesta de apariţie este de altfel caracteristic nu numai pentru altait ci pentru toate mineralele metalice cu care apare asociat în zona mineralizaţiei cu telururi. Mai poate fi întîlnit şi în spaţiile libere dintre granulele de pirită, din vecinătatea mineralizaţiei cu telururi, adesea corodîndu-le puternic (fig. 8).

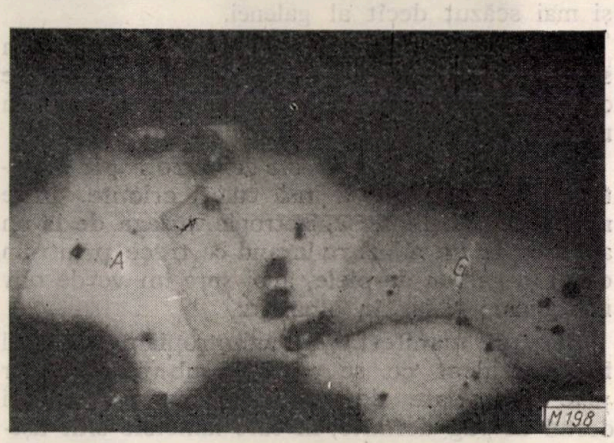


Fig. 7. Altait (A) corodînd galena (G), pe care o substituie parţial. Secţ. polisată în lumină // (40 x).

. Hessitul (Ag_2Te) apare subordonat faţă de altait, însă dintre telururile auro-argentifere este cea care predomină.

Literatura citează că uneori hessitul posedă mici conţinuturi în aur.

La observarea macroscopică, culoarea hessitului este cenuşie de oţel cu uşoare tente violacee care, în spărtură proaspătă, trec într-o nuanţă roşiatică.

Luciul metalic este accentuat.

La microscop culoarea este cenuşie albă, asemănătoare galenei; în imersie culoarea devine

Fig. 8. Granule de pirită (Py) corodate puternic de telururi (Te). Secţ. polisată în lumină // (40 x).

mai accentuată şi se schimbă într-un cenuşiu-brun deschis.

Puterea de reflexie este ceva mai scăzută decît a galenei.

Relieful este mai ridicat decît al sylvanitului şi mai scăzut decît al galenei.

Pleocroismul în aer este puţin evident, în schimb în imersie este net vizibil în tonul de cenuşiu-brun-alb, cu treceri spre alb-cenuşiu cu nuanţe pale albăstrui.

Mineralul prezintă, efecte de anizotropie caracteristice, fără a avea însă culori criante. Între nicolii X culorile de anizotropie variază de la un albastru la un albastru-lavand ce trece printr-un oranj în galben de piele, apoi spre un verde oliv mai aprins şi iar în albastru.

Hessitul manifestă un anizotropism anormal foarte evident ce se prezintă sub forma unor pete neregulate de maclare lamelară uneori destul de vag definite, în care lamelele sînt aşe-

Fig. 9. Structuri lamelare interne de hessit (H) Secţ. polisată cu nicolii x (40 x)

zate în cîte două sau trei serii paralele (fig. 9 şi 10).

Hessitul reacţionează pozitiv cu HNO_3 provocînd o brunisare instantanee care se accentuează

Fig. 10. Plaje de hessit (H) în care se remarcă structurile interne. Secţ. polisată cu nicolii x.

în timp şi imprimă suprafeţei un aspect afumat.

Se atacă cu $FeCl_3$ provocînd o irizare mai mult sau mai puţin pronunţată.

HCl acţionează negativ, uneori însă întîlnim suprafeţe care au fost foarte slab atacate.

Modul de prezentare al hessitului este identic cu al altaitului.

Dimensiunile plajelor de hessit nu depăşesc 0,6—0,8 mm care sînt în acelaşi timp şi dimensiunile cele mai frecvente.

Un mod de prezentare mai puţin răspîndit îl constituie filonaşele (cu grosimi de 0,1—0,2 mm) de hessit ce străbat plajele de altait, orientarea lor nefiind legată de o anumită direcţie.

Frecvent, se remarcă concreşteri mirmecitice ale hessitului cu sylvanit. Mineralele metalice ce care apare hessitul asociat sînt galena, altaitul şi sylvanitul (vezi descrierea mineralelor respective) (fig. 11).

7. Sylvanitul (Au, Ag) Te_4 cantitativ este telurura cea mai puţin răspîndită.

Fig. 11. Galenă (G) substituită de hessit (H). Secţ. polisată în lumină // (40 x).

Macroscopic sylvanitul are o culoare albă strălucitoare cu o uşoară tentă crem-gălbuie.

Capacitatea de reflexie este net mai ridicată decît la galenă.

Relieful este mai mic decît al hessitului avînd aproximativ acelaşi ordin cu al covelinei.

Prezintă un pleocroism evident în tonuri foarte deschise de alb-gălbui către un alb-crem.

În imersie culorile sînt mai întunecate accentuînd pleocroismul.

Mineralul este puternic anizotrop. Între nicolii X efectele culorii de anizotropie sînt foarte ridicate variind între un gri-brun murdar, spre un gri deschis alb, iar în poziţiile intermediare apar tonuri brune-galbene şi albastre.

În poziţie oblică a nicolilor culorile de anizotropie sînt roz-alb.

Mineralul prezintă o structură internă lamelară. Lamelele sînt extrem de fine şi în majoritatea cazurilor sînt vizibile, în special în imersie.

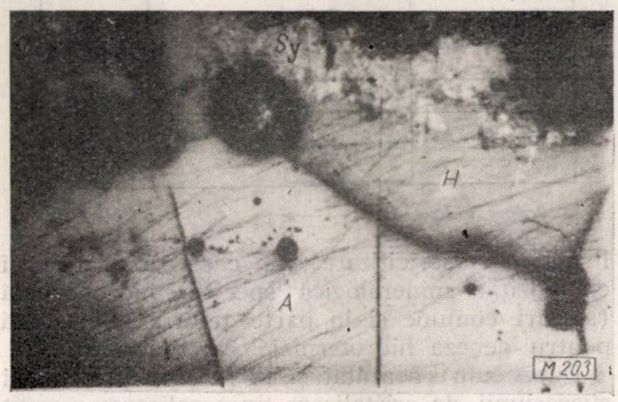


Fig. 12. Altait (A) asociat intim cu hessit (H) în care apar concreşteri mirmecitice de sylvanit (Sy). Secţ. polisată cu nicolii x. (45 x).

În interiorul lamelelor se întîlnesc macle polisintetice specifice, fapt care îl deosebeşte de calaverit ($AuTe_2$) şi în special de krennerit ($AuTe_2$), la care ele lipsesc cu desăvîrşire.

Sylvanitul se atacă cu HNO_3 provocînd o uşoară brunisare, în tente irizate.

Acţionează negativ cu HCl, $FeCl_3$ şi KOH.

În minereul de la Băiţa sylvanitul apare legat de prezenţa hessitului.

În genere, îl întîlnim sub forma unor incluziuni foarte fine ce ating o fineţe de ordinul miimi de milimetrii, mai rare fiind incluziunile de peste 0,01—0,05 mm la care se pot remarca şi macle polisintetice.

Întotdeauna apare asociat cu hessitul (niciodată cu altă telurură) cu care formează concreşteri mirmecitice (fig. 12 şi 13).

8. Petzitul (Ag_3AuTe_2) ? Datorită faptului că modul său de prezentare şi caracteristicile optice îl apropie foarte mult de hessitul descris anterior, prezenţa sa în minereul de la Băiţa este probabilă.

Microscopic culoarea ce o prezintă este cenuşie-albicioasă cu uşoare tente ce dau în violet. Nu prezintă pleocroism, iar capacitatea de reflexie este foarte apropiată de a hessitului de care foarte greu poate fi deosebit avînd foarte multe caractere comune.

Fig. 13. Concreşteri mirmecitice de sylvanit (Sy) în hessit.

Conform datelor lui A. Helke asupra petzitului din Munţii Apuseni (Săcărîmb), acest mineral se poate întîlni sub două modificaţii deşi este citat ca mineral cublic :

— modificare anizotropă ;

— modificare izotropă.

a) Modificaţia anizotropă manifestă mari asemănări cu hessitul însă, spre deosebire de acesta, nu prezintă structuri interne lamelare.

Este întotdeauna lipsit de incluziuni de sylvanit, care sînt localizate exclusiv în hessit.

Efectele de anizotropie sînt mai puţin marcante ca acelea pe care le prezintă hessitul, iar culorile observate sînt oranj-gri la hessit fiind oranj-albastre.

b) Modificaţia izotropă prezintă aceleaşi culori şi aceeaşi capacitate de reflexie ca şi modificaţia anizotropă.

În cazul nostru, petzitul (?) apare răspîndit întotdeauna sub forma unor vinişoare fine (de 0,01 mm), neorientate, în plajele de altait (fig. 14).

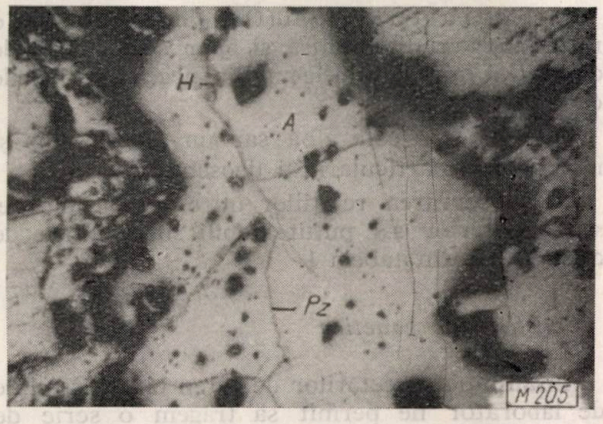


Fig. 14. Plajă de altait (A) străbătută de filonaşe fine de hessit şi petzit ? (Pz) Secţ. polisată în lumină // (45 x).

Am menţionat anterior că în aceeaşi formă poate să apară şi hessitul.

Caracterul izotrop al acestor vinişoare ne face să presupunem că avem de-a face cu modificaţia izotropă a petzitului.

Datele din literatură, în afară de compoziţia chimică şi efectele de anizotropie, nu ne permit să facem o altă diferenţiere de hessit. Comparînd filonaşele din altait se observă că modul lor de prezentare este identic, deosebirea apărînd numai între nicolii X în imersie. Dimensiunile reduse şi concreşterea avansată, nu ne-au permis să separăm o probă numai cu petzit pe care să putem efectua o analiză chimică, pentru a verifica prezenţa aurului. Deoarece posibilităţile de diferenţiere sînt reduse deoarece modul de prezentare este identic, identificarea petzitului am considerat-o numai probabilă.

9. Covelina (CuS) apare mai frecvent decît calcozina cu care o întîlnim în intimă asociaţie. Modul caracteristic de prezentare este sub formă de plaje de 0,35—0,55 mm, rezultate din înlocuirea calcopiritei. În acest caz plajele cu nicolii în X au o structură pseudolamelară. Cîteodată covelina mai apare şi sub forma unor filonaşe (de 0,01—0,02 mm grosime) distribuite în plajele de altait.

10. Calcozina (Cu_2S) are culoare cenuşie-albăstruie şi este izotropă. Se dezvoltă sub formă de filonaşe (de 0,01—0,02 mm), mai rar în granule allotriomorfe răspîndite neuniform în interiorul granulelor şi plajelor de calcopirită pe care le substituie alături de covelină.

II. Minerale de gangă

1. Cuarţul (SiO_2) este mineralul de gangă predominant urmînd cantitativ imediat după pirită. Apare în mase compacte şi grăunţoase (prizmatice) de culoare alb-lăptos, dispuse sub forma unor benzi după cum s-a arătat la descrierea tipurilor de minereu.

2. Minerale argiloase [$Al_4(OH)_8Si_4O_{10}$] şi

3. Sericitul [$K_2Al_4(OH)_{11}Si_6Al_2O_{20}$] au o răspîndire relativ redusă şi apar sub formă de cuiburi şi mici lentile legate în special de benzile de cuarţ.

Culoarea lor este albă sau un gri deschis şi nu prezintă particularităţi deosebite.

Din observarea relaţiilor între mineralele descrise anterior s-a putut stabili succesiunea de cristalizare din tabela 1.

Tabela 1

SUCCESIUNEA DE CRISTALIZARE

MINERALELE	MINERALE PRIMARE		MINERALE HIPERGENE
	Prima fază de mineralizare	A doua fază de mineralizare	
Covelină			—
Calcozină			—
Calcopirită II		—	
Hessit		—	
Petzit ?		—	
Sylvanit		—	
Altait		—	
Galenă II		—	
Cuarţ II		—	
Sericit	—		
Galenă I	—		
Calcopirită I	—		
Blendă	—		
Pirită	—		
Cuarţ	—		

Ordinea de depunere →

M 191

Consideraţii genetice

Ansamblul cercetărilor de teren cît şi studiile de laborator ne permit să tragem o serie de concluzii referitoare la geneza mineralizaţiei.

Minereul studiat se deosebeşte de restul mineralizaţiei din regiune, datorită apariţiei telururilor. Din punct de vedere genetic se pare că nu sînt deosebiri esenţiale faţă de restul mineralizaţiei; astfel, forma filoniană a zăcămîntului, natura efuzivă a rocii-gazdă, transformările rocii înconjurătoare (silicifiere — caolinizare — sericitizare), la care se adaugă şi compoziţia mineralogică specific hidrotermală (sulfuri comune şi în parte telururi), pledează pentru geneza hidrotermală caracteristică.

După cum s-a arătat şi cu prilejul prezentării succesiunii de cristalizare, mineralizarea a avut loc în două etape:

În prima etapă fracturile tectonice de la contactul rocii andezitice cu formaţiunile acide mai vechi au permis înfiltrarea soluţiilor hidrotermale ascendente. Din acestea s-a format o serie de minerale metalice între care rolul predominant l-a ocupat pirita, subordonat urmată de calcopirită şi pe alocuri de blendă şi galenă.

În faza incipientă de formare a mineralizaţiei, soluţiile magmatice s-au infiltrat în roca înconjurătoare cauzînd procesele de alterare mai sus amintite.

Pentru a stabili temperatura de formare a mineralizaţiei s-au făcut măsurători pe cristale de cuarţ, din ganga mineralizaţiei piritoase.

Prin determinarea temperaturii de omogenizare a incluziunilor lichide din cuarţ, s-a stabilit că temperatura sa de formare a oscilat între 205 şi 243°C. Rezultă că în această etapă, temperatura de formare caracterizează o fază genetică apropiată de mezotermal.

În sprijinul acestei afirmaţii există şi observaţia microscopică a prezenţei dezamestecurilor între blendă şi calcopirită.

Etapa a doua se pare că a intervenit după un timp îndelungat faţă de prima şi a fost precedată de o nouă serie de mişcări tectonice, însă de o amploare mai mică. Microscopic acest fapt se remarcă prin cataclazarea piritei din vecinătatea zonei cu telururi (vezi descrierea piritei şi figura 2).

Noile mişcări tectonice au favorizat formarea unor fracturi mai fine la contactul între filon şi roca înconjurătoare. Aceste fracturi fine au fost mineralizate printr-un nou aport de soluţii hidrotermale şi astfel ele însoţesc filonul propriu-zis ca o salbandă pe anumite porţiuni din lungimea lui (fig. 1).

Acest nou aport de soluţii hidrotermale a fost mai sărac în elemente mineralizatoare decît prima, şi nu a generat o mineralizaţie prea bogată.

Cuarţul constituie elementul predominant fiind pe alocuri asociat intim cu telururile de plumb, aur şi argint la care se adaugă galenă şi calcopirită de generaţie mai nouă.

Etapa a doua se caracterizează la început prin prezenţa sulfului şi apoi printr-o cantitate relativ abundentă de telur; abia la sfîrşitul etapei se pare că a mai fost un nou aport de sulf care a generat formarea calcopiritei II.

Aşa cum s-a arătat, între primele minerale formate din etapa a doua întîlnim galena care, probabil prin epuizarea aportului de sulf şi înlocuirea lui prin telur, a trecut la altait (PbTe, figura 7).

Ulterior, un aport redus de aur, pe lîngă prezenţa argintului, a determinat formarea sylvanitului format după altait şi înaintea telururilor de argint. Îmbogăţirea în argint şi dispariţia aurului au favorizat depunerea telururei de argint (hessit) în cantitate mai mare decît a sylvanitului.

Modul de prezentare al hessitului (cu structuri interne lamelare) ne-au permis să stabilim, cu relativă precizie, temperatura sa de formare. Astfel, literatura menţionează că prin cristalizare la o temperatură sub 155°C, hessitul trece de la modificaţia ortorombică, la cea cubică.

În cazul studiat hessitul prezentînd efecte de anizotropie cu structuri lamelare caracteristice se poate afirma că s-a format la o temperatură superioară valorii de 155°C.

În concluzie, mineralizaţia are un caracter net hidrotermal de tip mezotermal cu trecere în epitermal în cea de-a doua etapă a formării sale.

Prima etapă se pare că se încheie la temperatura de 205°C (temperatura minimă de formare a cuarţului filonian), iar cea de-a doua etapă se caracterizează printr-o temperatură superioară valorii de 155°C spre sfîrşitul fazei de mineralizare.

Mineralizaţia din filonul cercetat prezintă fenomene de alterare (cu formare de covelină şi calcozină), care caracterizează modificările intervenite recent sub nivelul hidrostatic din zona de îmbogăţire în sulfuri secundare.

Concluzii

În articolul de faţă s-a analizat modul de prezentare a unor telururi de plumb, aur şi argint de la mina Băiţa Baia-Mare. Prezenţa telurului în Baia-Mare a mai fost semnalată de ICEMIN în 1960, însă s-a atribuit existenţei unei substituţii a sulfului prin telur în sulfurile comune din regiune.

Observaţiile de teren şi de laborator au pus în evidenţă prezenţa unei telururi de aur şi argint (sylvanit), a unei telururi de argint (hessit) şi a unei telururi de plumb (altait). Aceste telururi însoţesc mineralizaţia filoniană ca nişte vinişoare fine dispuse simetric deoparte şi de alta a filonului, la contactul cu roca înconjurătoare (o rocă efuzivă acidă brecifiată).

Aceste vinişoare de telururi sînt discontinui. Observaţiile macro- şi microscopice au arătat depunerea ulterioară a lor. Soluţiile care au generat mineralizaţia au o origine magmatică cu un caracter mezoepitermal.

Mineralizaţia cu telururi semnalată prezintă importanţă ştiinţifică prin faptul că, pînă în prezent nu s-a citat existenţa vreunei telururi (auro-argentifere sau de altă natură) în Regiunea Baia-Mare.

Considerăm că apariţia telururilor în Regiunea Baia-Mare nu poate fi restrînsă numai la zona amintită şi probabil că există mineralizaţii necercetate care pot prezenta importanţă pentru punerea în evidenţă a unor noi concentraţiuni auro-argentifere în această regiune minieră.

Bibliografie

[1] Giuşcă, D. *Note préliminaire sur la genèse du gisement aurifère de Săcărîmb.* În: Bull. Lab. de Min. Vol. I, 1935, p. 72.

[2] Giuşcă, D. *Nouvelles observations sur la minéralisation des filons aurifères de Săcărimb* (Nagyag). În: Bull. Sect. Scient. Ac. R. *XVIII*/3/V, 1936.

[3] Giuşcă, D. *La genèse du gisement aurifère de Săcărîmb.* În: C.R. des Séances Ac. Sc. de Roum. 1936.

[4] Ghiţulescu, T. P. şi Giuşcă, D. *Contribution à l'étude de la minéralisation des gisements de Bucium* (Distr. Alba). În: Bull. Sect. Scient. Ac. R.T. XX, 1938.

[5] Giuşcă, D. *Nouvelles contributions à l'étude des gisements aurifères des Monts Apuseni.*

[6] Helke, A. *Beiträge zur Kenntnis der Golderzgänge am Ungarberge und am Fericsel bei Stănija im Siebenbürgischen Erzgebirge.* (Dissertation Leipzig, 1933).

[7] Helke, A. *Die Goldtellurerzlagerstätten von Săcărimb (Nagyag in Rumänien.* N. J. für Min. D. B. 68, p. 51.

[8] Ghiţulescu, T. P. şi Socolescu, M. *Anuarul Institutului geologic al Romîniei.* XXI, 1941. *Studiul geologic şi minier al Munţilor Metaliferi* (Patrulaterul aurifer şi regiunile învecinate).

[9] Sîndeeva, I. D. *Mineraloghia tipy mestorojdenii i osnovnîe certî gheochimii selena i telura.* În: Izd. Akad. N. S.S.S.R., Moskva, 1959.

[10] Ramdohr, P. *Die Erzmineralien und ihre Verwachsungen.* Berlin, 1960.

Asupra unor agenţi de flotaţie obţinuţi din gudroane acide de fag

R. F .Pape, L. Bauer, D. D. Ilica şi E. Almăşan

În urma dezvoltării sectorului de flotaţie la prelucrarea minereurilor metalelor neferoase, cerinţele de agenţi de flotaţie (spumaţi) au crescut considerabil. Cantităţile consumate de uzinele de preparaţie au crescut an de an, cerinţele întrecînd producţia de ulei de metil greu (flotanol) — cel mai uzual agent de spumare folosit în tehnologia preparării metalelor neferoase. Se pune deci problema elaborării unor noi spumaţi, care să acopere necesităţile mereu crescînde.

Flotanolul este un produs provenit din distilarea uscată a lemnului de fag, anume din prelucrarea apelor metilice. Din distilarea uscată a lemnului mai rezultă anumite produse de tip uleios-gudronos, cu compoziţia chimică foarte complexă [1, 2, 3], neelucidată complet, care prezintă considerabile proprietăţi de spumare. S-au identificat în compoziţia acestor produse: acizi inferiori (acetic, propionic, butiric etc.), acizi superiori, fenoli, polifenoli, eterii acestora, aldehide, alcooli, esteri, răşini de tip fenolaldehidic etc. Compoziţia variază îndeosebi cu modul în care s-a condus carbonizarea şi felul prelucrării ulterioare a acestor gudroane. O bună prelucrare ulterioară poate duce la influenţarea pozitivă a proprietăţilor de spumare a acestor produse.

Tabela 1

Produsul	Greutate specifică la 20°C, g/c.c.	Viscozitate, °E/20°C	Tensiune superficială, dyne/cm	Indice de aciditate, mgKOH/g	Conţinut în fenoli, %
Ulei G	1,170	8,80	41,66	118,0	26,0
Ulei A	1,088	1,48	44,40	180,0	24,3
Ulei N	1,080	1,40	44,70	201,0	21,9

În literatură [4, 5, 6] se indică procedee de prelucrare a gudroanelor de lemn în vederea valorificării unor fracţiuni utile din compoziţia lor, amintindu-se şi căile de obţinere a unor agenţi de flotaţie din aceste gudroane.

Obţinerea spumanţilor

În partea experimentală s-a fixat ca obiectiv studierea obţinerii unor agenţi de flotaţie din gudronul acid de fag, rezultat la Distileria chimică de lemn nr. 2 — Margina. În decursul studiului s-au preconizat trei variante:

— încercarea folosirii ca agent de flotaţie a uleiului gudrunos acid, obţinut la coloanele de fabricare a acidului acetic, printr-o mică modificare a procesului tehnologic (ulei de flotaţie tip G);

— obţinerea prin distilare din gudronul acid a unui produs pentru flotaţie (ulei de flotaţie tip A);

Tabela 2

Nr. încercărilor	Fineţea de măcinare	Reactivi adăugaţi		Timp, în min.		
		denumire	consum, g/t	de acţionare	de flotare	de reflotar
1— 2	60	Xantat de etil Na Ulei A	160 157	3 2	5	1
3— 4	60	Xantat de etil Na Ulei A	160 314	3 2	5	1
5— 6	60	Xantat de etil Na Ulei A	160 471	3 2	5	1
7— 8	60	Xantat de etil Na Ulei A	160 628	3 2	5	1
9—10	60	Xantat de etil Na Ulei G	160 314	3 2	5	1
10—12	60	Xantat de etil Na Ulei G	160 471	3 2	5	1
13—14	60	Xantat de etil Na Ulei N	160 338	3 2	5	1
15—60	60	Xantat de etil Na Ulei N	160 507	3 2	5	1

— obţinerea din gudronul acid, tratat în prealabil cu lapte de var (în vederea legării acizilor inferiori), apoi distilat, a unui agent de flotaţie (ulei de flotaţie tip N).

Încercările au fost efectuate pe o instalaţie de laborator, formată dintr-un alambic de distilare din cupru, prevăzut cu termometru şi refrigerent. S-au cules diferite fracţiuni pe intervale de distilare, orientîndu-se după punctele de fierbere ale componenţilor valoroşi din gudron. La ultimele două variante, fracţiunea culeasă s-a situat între 110 şi 250°C, predominînd fracţiunea între 150 şi 250°C, în care trec fenoli, polifenoli, eteri fenolici şi alte substanţe, cu bune proprietăţi de spumare. La terminarea distilării în alambic rămînea un cocs poros, foarte friabil, care arde foarte greu.

Randamentele de ulei de flotaţie au fost cuprinse între 45 şi 50% la varianta a doua şi 35—40% la varianta a treia.

Produsele medii, rezultate dintr-o serie de şarje, se prezentau ca lichide de culoare roşie ca romul, vîscoase, cu miros specific, ale căror caracteristici fizico-chimice sînt redate în tabela 1.

Aşadar, trei minute s-a acţionat cu colectorul (xantat etilic de sodiu), adăugînd apoi spumatul, iar după 2 min s-a început insuflarea de aer, flotarea cu culegerea spumei făcîndu-se timp de 5 min. Spuma primară a fost reflotată timp de 1 min, obţinîndu-se concentratul final şi produsul mediu. La flotarea primară a rezultat sterilul.

În tabela 3 se dau rezultatele analitice în urma flotării.

Încercări de flotaţie

Experienţele de flotaţie s-au făcut într-un aparat de flotaţie de laborator de 1 500 ml, cu agitator, asupra unui minereu cu pirită aurifere cu o fineţe de măcinare de 60% din material trec prin sita de 200 ochiuri pe ţol liniar, urmărindu-se variaţia conţinutului în sulf, din care se puteau trage concluzii valoroase asupra eficienţei spumaţilor. În toate cazurile s-a obţinut o spumă bine mineralizată şi suficient de vîscoasă.

Condiţiile de lucru au fost păstrate constant, variindu-se felul şi cantitatea reactivului adăugat, după cum reiese şi din tabela 2.

Analizînd datele din tabela 3 se poate spune că, în general, uleiurile spumante supuse încercărilor au o bună comportare în flotaţie, prin utilizarea lor obţinîndu-se rezultate satisfăcătoare. Extracţiile în sulf sînt în general foarte favorabile, fiind maxime (90%) la uleiul de flotaţie tip A. Sterilele sînt foarte sărace în sulf, indicînd o extracţie bună. Produsul mediu este, de asemenea, considerabil sărăcit în sulf. În general, consumurile de spumant realizate pentru cele mai bune extracţii sînt mai mari decît pentru flotanolul de bună calitate (însă randamentul extracţiei este mai bun).

Spumantul N se dovedeşte a avea calităţi de spumare mai slabe, obţinîndu-se extracţii în sulf în jur de 80%, concentrate cu 38% S pentru extracţii în greutate de 5,5—6,0% şi la consumuri mari. Faptul se explică probabil prin distrugerea parţială a substanţelor spumante utile în timpul tratării cu var.

De menţionat că consumurile stabilite în laborator sînt mai mult orientative, în condiţiile de lucru de laborator neexistînd posibilitatea recircuitării suspensiilor. Consumurile apar totdeauna mărite faţă de condiţiile industriale.

Concluzii

S-a dovedit că din gudroanele acide de lemn din fag indigen se pot obţine, cu randamente bune, agenţi de spumare.

Tabela 3

Nr. încercărilor	Produse obţinute	Conţinut în S, %	Extract în S, %	Extract în greutate, %
1— 2	Concentrat final	31,66	86,0	7,72
	Produs mediu	0,93	5,3	
	Steril	0,33		
	Alimentare	2,85		
3— 4	Concentrat final	29,97	90,5	9,92
	Produs mediu	0,79	3,5	
	Steril	0,26		
	Alimentare	3,29		
5— 6	Concentrat final	30,47	90,3	9,40
	Produs mediu	0,89	3,9	
	Steril	0,24		
	Alimentare	3,17		
7— 8	Concentrat final	28,16	90,5	7,85
	Produs mediu	0,94	4,9	
	Steril	0,14		
	Alimentare	22,43		
9—10	Concentrat final	39,22	83,5	5,75
	Produs mediu	0,92	4,0	
	Steril	0,41		
	Alimentare	2,70		
11—12	Concentrat final	40,84	78,2	6,08
	Produs mediu	2,54	13,0	
	Steril	0,36		
	Alimentare	3,18		
13—14	Concentrat final	38,99	76,3	5,43
	Produs mediu	1,61	8,6	
	Steril	0,53		
	Alimentare	2,77		
15—16	Concentrat final	37,89	80,6	6,24
	Produs mediu	1,24	7,2	
	Steril	0,49		
	Alimentare	2,93		

Agenţii de spumare obţinuţi s-au dovedit a avea bune proprietăţi de flotare la prepararea minereurilor sulfuroase ale metalelor neferoase.

Bibliografie

[1] Tîşcenko, D. V. ş.a. În : *Jurnal prikladnoi himii*, nr. 9, 1948, p. 946.

[2] Sumarokov, V. P. şi Ugriumov, V. D. În : *Lesohimiceskaia promîşlennost*, nr. 8, 1940, p. 38.

[3] Klar, M. *Technologie der Holzverkohlung*. Springer-Verlag, Berlin, 1910.

[4] Gordon, L. V. ş.a. *Tehnologhiia lesohimiceskih proizvodstvo*. Goslebumizdat, Moskva, 1953, p. 241.

[5] Kozlov, V. N. ş.a. În : *Jurnal prikladnoi himii, XXVI*, nr. 9, 1953, p. 995.

[6] Glaser, H. ş.a. *Chemische Technologie des Holzes*, C. Hauser — Verlag, München, 1954, p. 67.

Profesor inginer DUMITRU HRISANIDE

(1904—1963)

La data de 14 aprilie 1963 a încetat din viaţă unul dintre profesorii şi inginerii de seamă din sectorul minier, Dumitru Hrisanide.

Născut la 21 iulie 1904, inginerul Dumitru Hrisanide a absolvit Şcoala Politehnică din Bucureşti în anul 1930 ca şef de promoţie.

Începînd meseria de inginer de mine în bazinul Văii Jiului, inginerul Dumitru Hrisanide lucrează la mina Petrila şi în cadrul Direcţiei Minelor, iar între anii 1940 şi 1944, are funcţia de inginer şef al spălătoriei Petrila şi apoi al minei Lupeni. Din anul 1950 este chemat în postul de şef al serviciului tehnic la Direcţia Generală S. A. Sovromcărbune. Din anul 1952 trece pe rînd în calitatea de inginer şef la IPROC, director ştiinţific adjunct la ICEMIN şi la ICEM.

Încă de la începutul activităţii sale ca inginer, D. Hrisanide a arătat o înclinare deosebită şi pentru activitatea didactică, lucrînd ca profesor la şcolile medii tehnice miniere din Valea Jiului.

La înfiinţarea Institutului de Mine din Petroşani în anul 1958, este numit profesor de exploatări miniere. Din anul 1952 trece la Institutul de Mine din Bucureşti, apoi din nou la Institutul de Mine din Petroşani, iar în ultimii ani la cursurile postuniversitare de ingineri economişti minieri de pe lîngă Şcoala Politehnică din Bucureşti.

În acelaşi timp, lucrează în cadrul Institutului de proiectări miniere — IPROMIN — aducînd o contribuţie valoroasă la elaborarea proiectelor legate de dezvoltarea industriei miniere, atît privind exploatarea, cît şi prepararea cărbunilor, specialitate în care este de asemenea mult apreciată.

Ca profesor, Dumitru Hrisanide se impune prin nivelul ştiinţific al prelegerilor sale şi prin modul de expunere.

Prin vastele sale cunoştinţe teoretice şi prin bogata sa experienţă practică, profesorul D. Hrisanide cîştigă aprecierea, consideraţia şi recunoştinţa multor serii de studenţi şi colegi mai tineri.

Meritele lui didactice sînt recunoscute şi confirmate de Ministerul Învăţămîntului, care îi acordă titlul de profesor în învăţămîntul superior. Este solicitat să colaboreze la diferite publicaţii tehnice, precum şi la lucrările speciale necesare Comitetului pentru tehnica nouă.

Inginerul Dumitru Hrisanide a făcut parte de mai multe ori din delegaţiile romîne la consfătuiri tehnice miniere din alte ţări, unde — în calitate de expert tehnic — a susţinut cu competenţă problemele legate de mineritul nostru.

Profesorul ing. D. Hrisanide, modest şi apropiat faţă de colaboratorii de lucru şi studenţii săi, model de muncă şi conştiinciozitate profesională şi îndrumător al noilor generaţii de ingineri minieri din ţara noastră, prin încetarea sa din viaţă, în plină activitate tehnică şi didactică, lasă un mare gol în rîndul specialiştilor din industria noastră minieră şi din învăţămîntul superior.

Redacţia şi un grup de colegi

MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONTI 1883 MAGYAR

REVISTA MINELOR

ANUL XIV Nr. 5 MAI 1963

СОДЕРЖАНИЕ

Янович, В., Гурэу, А., Мургу, М., Хынкулов, А. и Сиелеки, А. *Принципы и методы оценки прогнозных запасов.* В статье излагаются принципы и методы оценки прогнозных запасов.

Уточняется понятие „прогнозных запасов", при чем различаются прогнозные запасы 1-го и 2-го порядка. В заключение даются примеры оценки прогнозных запасов углеводородов, угля и руд цветных металлов. Статья публикуется в порядке обсуждения.

Ботя, Ал.: *Проходка штольни со скоростью 250 в месяц.* В статье описываются геологические, технические и организационные условия, при которых была проведена скоростная проходка штольни на одной из угольных шахт бассейна Валя Жиулуй. Приводятся достигнутые технико-экономические показатели.

[illegible] й И. *Возможности и сфера исмользования электрических моделей рудничной вентиляции.*

Бучу Ч., Брэнкуш, А. и Поп Мария: *Факторы влияющие на извлечение золота при флотации комплексной руды на обогатительных фабриках горнорудного Треста Бая Маре.* Излагаются причины ведущие к уменьшению извлечения золота из комплексных руд. На основании данных советской литературы и испытаний проведенных на одной обогатительной фабрике устанавливаются факторы влияния на извлечение золота.

Ганицкий С.: *Скоростной метод подсчета извлечения металлов на обогатительных фабриках.* Предлагается упрощенный метод подсчета извлечения металлов, сокращающий время необходимое для подсчета.

Микля П. и Диаконеску, А. *Технико-экономическая эффективность флюоресцентного освещения в соляных копях.* В статье проводится обзор методов освещения в соляных копях даются способы расчета, описываются пути внедрения флюоресцентного освещения и указываются его технико-экономические преимущества.

Бутуческу Н., Боня Л., Ботнаренку А., Стойческу Г. и Стойческу Ф.: *Золото-серебряная теллуридная минерализация месторождения Бэюц (Бая Маре).* На основании проведенных наблюдений установлено что золото-серебряные теллуриды указанного месторождения отложились в более поздней фазе минерализации из гидротермальных растворов.

ЗАМЕТКИ

Папе Р. Ф., Бауер Л., Илика Д. Д. и Алмашан Е. *О флотационных реагентах, из гудронов полученных при дистилляции бука.*

INHALT

Ianovici, V., Gurău, A., Murgu, M., Hîncu lov, A. und Sieleki, A.: *Prinzipien und Schätzungsmethoden der Prognosisvorräte.* In dem Aufsatz sind die Prinzipien und Schätzungsmethoden der Prognosisvorräte dargestellt, nachdem vorher der Begriff „Prognosisvorräte" definiert ist und diese in erster un zweiter Ordnung untergeteilt sind. Im Abschluss ist die Schätzung der Prognosisvorräte für Kohlenwasserstoffe, Kohlen und Buntmetallerzen exemplifiziert.

Botea, Al.: *250 m monatlicher Vortrieb beim* [illegible] Der Verfasser stellt die geologischen, technischen und organisatorischen Bedingungen mit welchen die Leistung von 250 Meter monatlicher Vortrieb erhalten wurde, sowie die erhaltenen technischen und wirtschaftlichen Kennziffern dar.

Matei, I.: *Die Anwendungsmöglichkeiten und Anwendungsgebiete der elektrischen Bewetterungsmodelle.* In dem Aufsatz wird eine Analyse über die Klassiffizierung und über die Löstungsmethoden der Bewetterungssysteme gemacht, und man besteht über die Lösung dieser Systeme mittels elektrischen Modellen und deren Anwendungsgebiet.

Buciu, C., Brîncuş, A. und Pop Maria: *Die Faktoren die die Goldtrennung mittels Flotation aus Komplexerzen des Baia-Mare Trustes günstig beeinflussen.* Auf Grund der sowietischen Fachliteratur und den in einer Flotationsanlage durchgeführten Versuchen, die Verfasser analysieren die Ursachen des geringen Goldausbringens aus den Komplexerzen und versuchen die Faktoren die das Goldausbringen beeinflussen, festzustellen.

Ganiţchi S.: *Schnellrechnungsmethode der technologischen Metallausbringen in den Aufbereitungsanlagen.*

Miclea, P. und Diaconescu, A.: *Die technich-wirtschaftliche Effizienz der fluoreszenten Beleuchtung in Salzgruben.* Die Verfasser stellen die Art und Weise wie sich die Beleuchtung in den Salzgruben entwickelt hat, die Beleuchtungsberechnung, die Verwirklichung der fluoreszenten Beleuchtung und die technisch-organisatorische Vorteile dar.

Butucescu, N., Bonea, L., Botnarencu, A., Stoicescu, Gh. und Stoicescu, F.: *Die Goldtelluridvererzung der Lagerstätte Băiţa-Nistru (Baia Mare).* Die Arbeit bezieht sich auf das Vorhandensein der Goldtelluriden in der Grube Băiţa (Baia Mare). In einem gewöhnlichen Sulfidkomplex, beim Kontakt mit dem Nebengestein, wo vereinzelte mit Telluriden verezte Bänder vorkommen (Altait, Hessit, Sylvanit und wahrscheinlich Petzit), die auch makroskopisch bemerkbar sind. Auf Grund der mikroskopischen Beobachtungen wurde festgestellt, dass sich diese Telluriden in einer späteren Vererzungsphase aus den hydrothermalen Lösungen abgesetzt haben (bei Temperaturen bin 155°C).

NOTEN

Pape, R. F., Bauer, L., Ilica, D. D. und Almăşan, E.: *Über einigen Flotationsreagenzien die aus sauren Buchenteer erhalten sind.*

SOMMAIRE

Ianovici, V., Gurău, A., Murgu, M., Hînculov, A. et Sieleki, A.: *Les principes et les méthodes pour évaluer les réserves de prognose.* Après avoir défini au préalable la notion de „réserves de prognose ou de prévision", on expose ensuite les principes et les méthodes devant conduire à l'estimation de la „prognose" pour les substances minérales utiles. Dans cette catégorie de réserves on peut distinguer la „prognose" du premier degré et celle du second degré. Pour finir on donne quelques exemples sur l'appréciation des réserves de prognose pour les gisements d'hydrocarbures, de charbons et de minerais non-ferreux.

Botea, Al.: *La réalisation d'un avancement de 250 mètres par mois dans une galerie à flanc de coteau à la mine de Dîlja.* L'auteur présente les conditions géologiques, techniques et organisatrices qui ont conduit à un avancement de 250 mètres par mois aux travaux de creusement d'une galerie à flanc de coteau, ainsi que les indices techniques et économiques réalisés.

Matei, I.: *Les possibilités et les limites d'utilisation des modèles électriques d'aérage.* On présente une analyse concernant la classification des systèmes d'aérage, ainsi que les méthodes pour résoudre ces problèmes à l'aide de modèles électriques, en indiquant également leur domaine d'application.

Buciu, C., Brîncuş, A. et Pop, M.: *Les éléments qui influencent favorablement la séparation par flottage de l'or contenu dans les minerais complexes au Trust minier de Baia Mare.* Les auteurs font une analyse des causes qui conduisent à une récupération non-satisfaisante de l'or au traitement des minerais complexes. Suivant les indications données par la littérature technique soviétique et à la suite des recherches propres effectuées à une usine de traitement, on tâche de préciser les conditions qui peuvent influencer l'extraction de l'or.

Ganiţchi, S.: *Une méthode rapide pour le calcul de la récupération technologique des métaux aux usines de traitement.*

Miclea, P. et Diaconescu, A: *L'efficacité technique et économique de l'éclairage fluorescent dans les salines.* On indique l'évolution des systèmes d'éclairage dans les salines, le calcul de l'éclairage, l'introduction de l'éclairage fluorescent, ainsi que les avantages techniques et organisateurs de ce dernier système.

Butucescu, N., Bonea, L., Botnarencu, A., Stoicescu, Gh. et Stoicescu, F.: *Minéralisation à tellurures d'or et d'argent dans le gisement de Băiţa-Nistru (Baia Mare).* On signale la présence des tellurures dor et d'argent dans la mine de Băiţa. Dans un complexe de sulfures communs, au contact de ceux-ci avec la roche encaissante, apparaissent des bandes discontinues minéralisées avec des tellurures (altaïte, hessite, sylvanite et probablement pétzite), observables même aux examens macroscopiques. Conformément aux examens microscopiques on a pu établir que le dépôt de ces tellurures s'est produit par des solutions hydrothermales dans une phase de minéralisation plus tardive (aux températures jusqu'à 155°C).

NOTES

Pape, R. F., Bauer, L., Ilica, D. D. et Almăşan, E.: *Sur certains réactifs de flotation obtenus des goudrons acides de hêtre.*

CONTENTS

Ianovici, V., Gurău, A., Murgu, M., Hînculov, A. and Sieleki, A.: *Principles and methods of valuation of forecast reserves.* In the article the principles and methods meaned to estimate forecast reserves are exposed, after defining previously the idea of "forecast reserve", distinguishing forecast reserves of first and second order. Finally the valuation of the forecast reserves of hydrocarbons, coal and non-ferrous ores, is exemplified.

Botea, Al.: *The achievement of 250 m/month gallery at the Dîlja mine.* The author presents the geological, technical and organisatory conditions, which permitted to attain the advance speed of 250 m/month, as well as the technical-economical indexes achieved.

Matei, I.: *Possibilities and employment limits of electrical ventilation models.* The article analyses the classification of the ventilation systems, the methods for their solving and insists upon the resolution by means of electrical models, showing as well the field of their employment.

Buciu, C., Brîncuş, A. and Pop Maria: *The factors influencing favourably the separation of gold by means of flotation, from the complex ores of the Mining Trust Baia-Mare.* The authors analyse the causes leading to reduced gold extraction from complex ores and on the basis of Soviet data, as well as on some experiments carried out in a flotation plant try to determine the factors influencing the gold extraction.

Ganiţchi, S.: *A rapid calculating method of the technological extraction of metal in preparation plants.*

Miclea, P. and Diaconescu, A.: *The technical-economical efficiency of fluorescent illumination in salt mines.* The authors indicate the way of development of salt mine illumination, its calculation, the manner of realization of fluorescent lighting and ist tehnical and organizatory advantages.

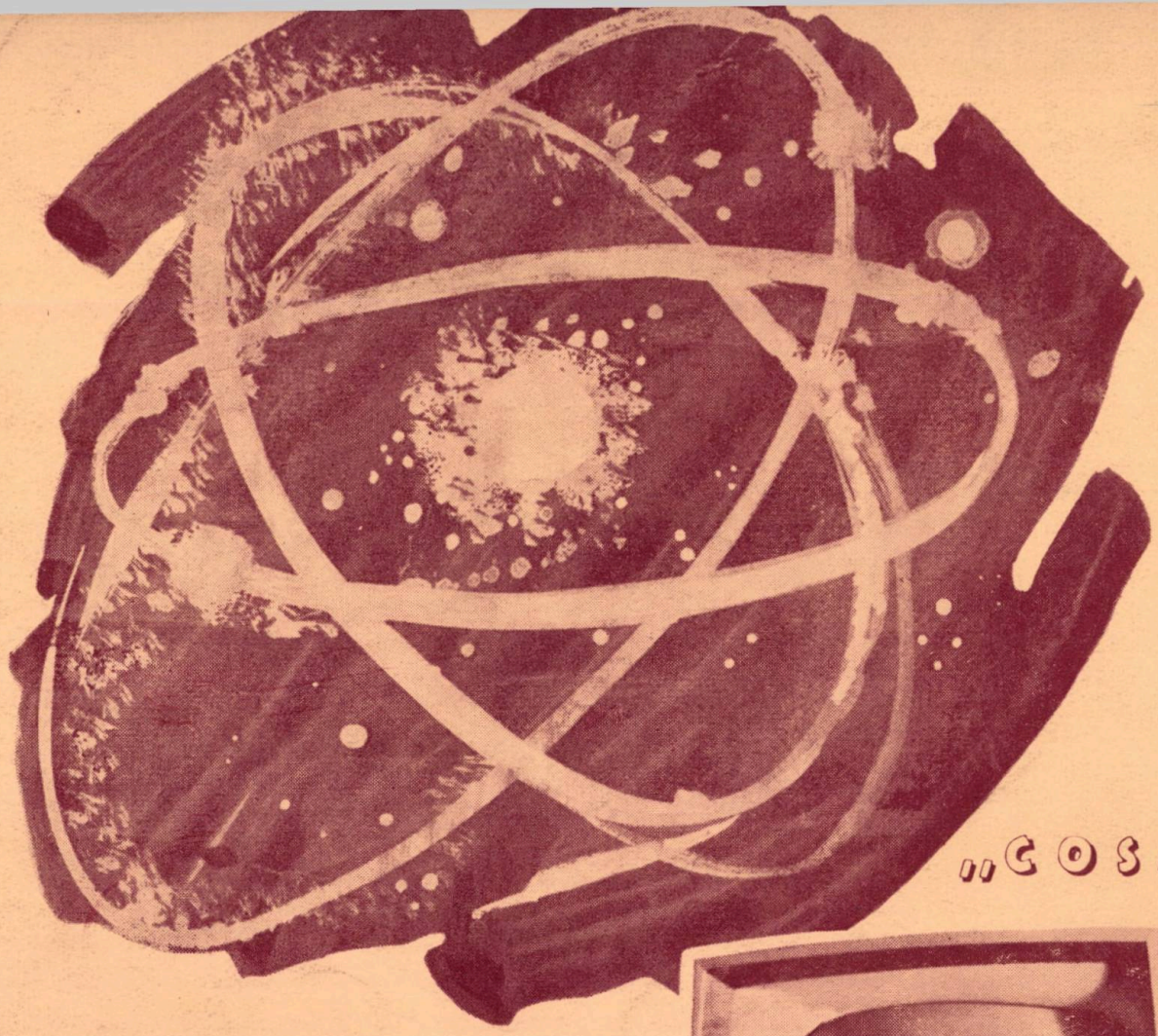
Butucescu, N., Bonea, L., Botnarencu, A., Stoicescu, Gh. and Stoicescu, Fl.: *The gold and silver telluride mineralization of the Băiţa-Nistru deposit (Baia Mare).* The article refers to the presence of gold and silver tellurides in the Băiţa mine of the Baia Mare region. In a complex of common sulphides, at their contact with the surrounding rock, appear discontinous bands, even macroscopically visible, mineralized with tellurides (altaite, hessite, sylvanite and probably petzite). On the basis of microscopic observations, it has been established, that these tellurides precipitated from hydrothermal solutions (with temperatures till 155°C), in a later phase of mineralization.

NOTES

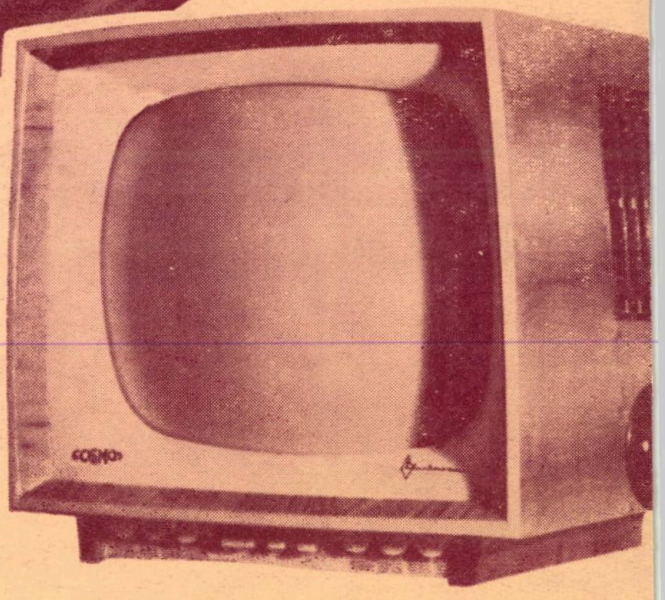
Pape, R. F., Bauer, L., Ilica, D. D. and Almăşan, E.: *About some flotation agents obtained of the acid tars of beech.*

I. P. 2, c. 1361

1883



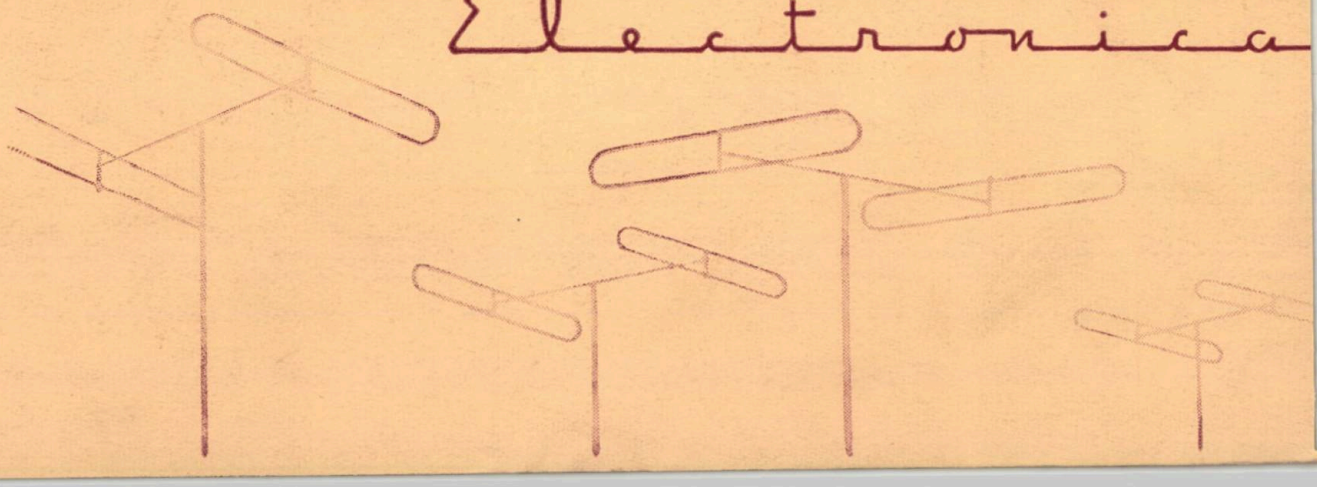
„COSMOS



— Un televizor modern cu ecran mare avînd diagonala de 54 cm.
— Imaginea de cea mai bună calitate datorită strălucirii ei deosebite.
— Aparatul este înzestrat cu cele mai noi dispozitive de reglaj automat.
— Performanțe acustice deosebite.
— Televizorul este realizat cu cablaj imprimat
— Comutator de canale cu 12 poziții
— 18 tuburi electronice + 9 diode semiconductoare + 1 redresor cu seleniu
— 3 difuzoare

PRODUS DE UZINELE

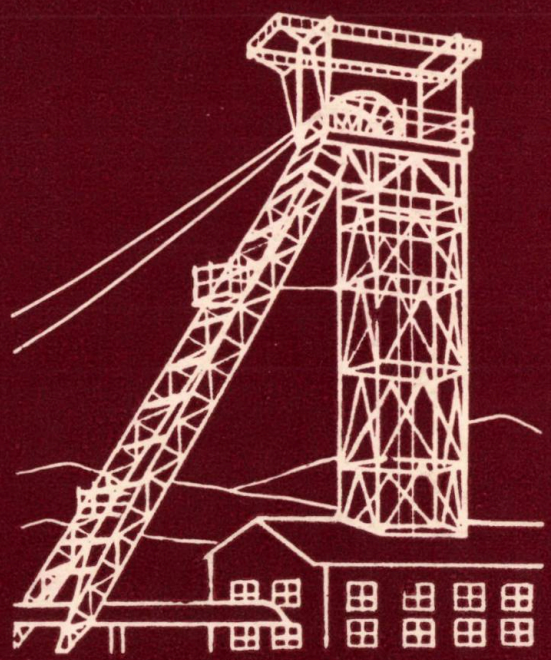
Electronica



E 1433

VOLUMUL XIV NUMĂRUL 6 PAGINA 225 — 268

REVISTA MINELOR



6

BUCUREŞTI IUNIE 1963

E. 1433

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

Anul XIV **Nr. 6** **Iunie 1963**

REDACŢIA: BUC., Str. SF. ION NOU 33, Tel.: 21.26.03

CUPRINS

	Pagina
MINEU, I. Instalaţiile de extracţie multicablu şi posibilităţile de folosire a acestora la minele din R.P.R.	225—231
ARNOŠT IAROŠ şi OTAKAR PURKYNĚ. Săparea rapidă a unui puţ de mină în R. S. Cehoslovacă: 284 m/lună	232—235
ILIE, P. şi BUCIU, C. Intensificarea procesului tehnologic de flotare a minereurilor — rezervă importantă pentru creşterea capacităţilor de producţie a uzinelor de preparare. .	236—242
DIMITRESCU, R. Problema zăcămintelor metalifere regenerate . .	242—244
ENE, I. Consideraţii asupra minereurilor fosfatice de pe teritoriul R.P.R.	244—246
DUMITRU, D. Consideraţii critice cu privire la carotierele folosite la forajul de explorare cu sondeze . .	247—251
SULEA, S. Protecţia instalaţiilor electrice miniere pe partea de joasă tensiune	251—255
FODOR, I. Dirijarea presiunii rocilor la minele de lignit	256—260
NOTE	
TĂTARU, S. Influenţa unor reactivi de flotaţie asupra adsorbţiei uraniului de către ioniţi	260—262
DOCUMENTARE	263—268

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil ; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct ; ing. ANTON P. ; ing. BĂLTAREȚU R. ; conf. ing. BUZATU C. ; economist ENACHE M. ; ing. FOLEA I. ; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R. ; prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat ; candidat în științe ing. KOVACS ST. ; ing. KISS A. , ing. ROMAN P. ; ing. ȘERBAN A. ; prof. ing. VANCI GH. ; candidat în științe ing. VLAD P.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

Instalaţiile de extracţie multicablu şi posibilităţile de folosire a acestora la minele din R.P.R.

Ing. I. Mineu

PARTEA a II-a

Posibilităţile de a folosi maşini de extracţie multicablu la minele din ţară au fost examinate ca urmare a condiţiilor de exploatare care apar la dezvoltarea sau construcţia unor mine. În general, aceste condiţii se caracterizează prin :

— creşterea adîncimilor de extracţie la minele în funcţiune ;

— necesitatea de a efectua transporturi de la mai multe orizonturi cu aceeaşi maşină de extracţie, sau chiar transport simultan de la orizonturi diferite ;

— necesitatea de a asigura capacităţi orare sporite la extracţia pe puţuri, fie prin mărirea sarcinii utile pe cursă, fie prin mărirea vitezei de transport, sau combinat, acolo unde este posibil şi necesar.

Asemenea condiţii impun o atentă examinare a puţurilor de extracţie în ceea ce priveşte amenajarea lor şi în special dotarea acestora cu instalaţii corespunzătoare.

1. Pentru a se putea aprecia mai bine domeniul de folosire a maşinilor de extracţie multicablu la minele noastre, în cele ce urmează se arată soluţiile de transport prevăzute la cîteva puţuri care prezintă condiţii diferite de exploatare.

a) Puţul principal de la mina Musariu. Ţinînd seamă de amplasamentul puţului, sarcinile de transport şi mai ales de aeraj ce-i sînt rezervate, în prima etapă adîncimea puţului va fi de 800 m de la suprafaţă, putînd atinge în etapa finală 1 200 m. Săparea puţului se execută la un diametru util de 6,0 m. Înălţimea de transport va fi de 600 m (1 000 m) pentru minereu (pînă la nivelul galeriei principale de transport a minei) şi de 800 m (1 200 m) pentru steril şi alte transporturi la suprafaţă. Primul orizont de transport va fi —210 m (la 410 m de la suprafaţă), orizont deja deschis.

Instalaţia de extracţie trebuie să asigure transportul pentru mai multe orizonturi în exploatare.

Capacitatea orară de transport necesară de asigurat este de 250 t, în care se includ toate sarcinile de transport pe zi (minereu, steril, personal, materiale, diverse). Transportul pe puţ se va face cu colivie, avînd patru platforme a cîte doi vagoneţi. Sarcina utilă pe cursă revine la 9,6 t.

Avînd în vedere adîncimea finală de extracţie şi sarcinile de transport, dintre tipurile de maşini cu tobe poate fi luat în considerare tipul BŢK 8/4,5—2, maşină bicilindroconică [1], iar dintre maşinile de extracţie cu multicablu — tipul MK-3,25 × 4, tipuri de fabricaţie sovietică. Datele de bază ale acestor maşini sînt arătate în tabela 1. Ele asigură capacitatea orară de transport necesară în proporţia de 100% la adîncimea maximă. În afară de acest puţ, rezerva privind capacitatea de transport este asigurată de celelalte puţuri ale minei.

Analizînd datele tehnice ale celor două tipuri de maşini, costurile la investiţii şi exploatare, precum şi condiţiile de folosire a acestora, concluziile sînt în favoarea maşinilor MK-3,25×4.

Deoarece, lucrînd cu o maşină multicablu şi dublu efect, nu se poate rezolva cerinţa principală — aceea de a face transport la mai multe orizonturi — s-a adoptat soluţia montării în turn a două maşini MK-3,25×4, fiecare cu colivie şi contragreutate, rezolvîndu-se în acest fel deservirea mai multor orizonturi de aceeaşi maşină, independenţa funcţionării lor şi o mare elasticitate privind funcţionarea în ansamblu a puţului. Se subliniază că, chiar în soluţia montării a două maşini MK, cheltuielile de investiţii şi exploatare mai ales rămîn mai mici faţă de soluţia adoptării unei maşini cu tobe BŢK 8/4,5×2.

Merită atenţie faptul că punerea în funcţiune a capacităţii orare necesare, în cazul soluţiei alese, se poate face în două etape, pe cînd în cazul maşinii BŢK, aceasta trebuie făcută pentru întreaga capacitate de la început, deci dezavantajos din punct de vedere economic.

Din calculele de verificare pentru tipul de maşină ales, MK-3,25×4 rezultă :

— valoarea sarcinii statice maxime este de 44 900 kg, faţă de 47 500 kg, maximul admis ;
— diferenţa tensiunilor statice este de 5 000 kg, faţă de 15 000 kg, maximul admis ;
— coeficienţii de siguranţă privind nealunecarea cablului pe roata de fricţiune, static şi dinamic, pentru adîncimea minimă şi maximă de extracţie, sînt :

la 410 m : $\sigma_s = 6,4$ şi $\sigma_d = 2,65$,
(oriz. — 210 m)

la 1210 m : $\sigma_s = 14,6$ şi $\sigma_d = 3,8$,
(oriz. — 1000 m)

îndeplinindu-se în ambele cazuri condiţia de nealunecare, adică $\sigma_s \geqslant 1,75$ şi $\sigma_d \geqslant 1,25$.

În calcule s-au luat $\mu = 0,22$ (coeficient de frecare) şi $\alpha = 195°$ (unghiul de înfăşurare a cablurilor pe roata de fricţiune).

În ceea ce privește acționarea mașinilor MK-325×4, aceasta se va face cu motoare de curent continuu de 1 6000 kW fiecare, cuplate direct la roata de fricțiune, eliminîndu-se astfel reductorul. Curentul continuu se asigură prin sistemul Ward-Leonard.

Tabela 1

Specificație	U.M.	BTK 8/4,5—2	MK-3,25×4
Diametrul tobei mari	mm	8 000	—
Diametrul tobei mici	mm	4 500	—
Diametrul roții de fricțiune	mm	—	3 250
Diametrul roții de deviere	mm	—	3 250
Sarcina statică maximă	kg	34 000	47 500
Diferența maximă între tensiunile statice (sarcina maximă neechilibrată)	kg	25 000	15 000
Numărul de cabluri		1	4
Greutatea mașinii fără partea electrică	kg	247 000	50 000*

* Greutate socotită fără reductor.

Mașinile vor fi comandate automat. În caz de nevoie se va putea interveni prin comandă manuală.

Amenajarea interioară a puțului este arătată în figura 1 [8]. Pentru ghidarea coliviilor s-au pre-

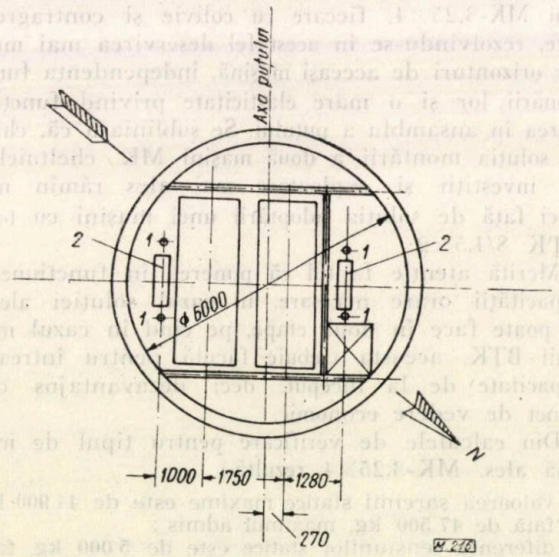


Fig. 1. Puțul principal Musariu. Amenajarea interioară a puțului :
1 — cabluri de ghidaj ; *2* — contragreutăți.

văzut glisiere metalice, iar pentru contra-greutăți — ghidaj pe cablu. Coliviile nu au paracăzătoare, nefiind necesare, întrucît ele sînt susținute de mai multe cabluri.

Mașinile de extracție se montează în turn, avînd o amenajare interioară conform celor arătate în figura 2 [4], [8], aceasta fiind varianta de construcție în beton armat și secțiune dreptunghiulară, cu baza de 16x18 m și $H = 45$ m. Mașinile de extracție multicablu alese au fost comandate la uzinele de specialitate din U.R.S.S.

b) Puțul principal de la mina Moldova-Nouă [7]. Puțul se sapă la 6,0 m diametru și i se prevede adîncimea finală la 350 m. Orizonturile de transport se vor săpa la 50 m distanță între ele. Extracția minereului se va face pînă la suprafață, de unde se va introduce într-un siloz-tampon și antezdrobire subterană, amplasată între suprafață și orizontul —50 m. Transportul principal la uzina de preparare se va face printr-o galerie de coastă la nivelul orizontului —50 m.

Ca vase de transport se vor folosi colivii cu două platforme de transport a cîte doi vagoneți. Sarcina utilă pe colivie va fi de 7,2 t. Transportul se va face de la orizont fix.

Capacitatea orară necesară de asigurat este de 220 t. Aceasta acoperă sarcinile de transport pentru minereu, steril, personal, materiale, diverse.

Pentru echiparea acestui puț, dintre mașinile de extracție cu tobe poate fi avut în vedere tipul NKMZ 2x5x2,3, cu tobe cilindrice. Dintre mașinile de extracție cu multicablu, tipul corespunzător este MK-2,1×4. Mașinile sînt de fabricație sovietică. Datele principale ale celor două tipuri de mașini sînt arătate la tabela 2.

Analizînd comparativ datele celor două tipuri, cît și costurile de investiții și exploatare, ca și în cazul precedent, concluziile sînt în favoarea tipului MK-2,1×4.

Asigurarea capacității de extracție necesară de 220 t/oră, ținînd seamă de posibilitatea creșterii acesteia, precum și de aportul în extracție al puțului

Tabela 2

Specificație	U.M	NKMZ 2×5×2,3	MK-2,1×4
Diametrul tobelor	mm	5 000	—
Diametrul roții de fricțiune	mm	—	2 100
Diametrul roții de deviere	mm	—	2 100
Sarcina statică maximă	kg	23 000	34 000
Diferența maximă între tensiunile statice (sarcina neechilibrată)	kg	16 000	12 000
Numărul de cabluri		1	4
Greutatea mașinii fără partea electrică	kg	198 000	60 000

auxiliar ce se va săpa la aceeași mină, se poate face în etape distincte, ca în tabela 3.

Făcînd calculele de verificare pentru mașina MK-2,1×4, rezultă o sarcină statică de 21 400 kg, față de 28 000 kg, maximul admis, iar diferența sarcinilor statice de 7 200 kg, față de 10 000 kg, maximul admis.

Din tabela 3 rezultă că la toate adîncimile coeficienții de siguranță static și dinamic contra alunecării cablurilor sînt corespunzători, fiind mai mari decît valorile minime admise.

Pentru calculul capacităţilor orare ce se pot obţine s-a ţinut seamă de : coeficientul de neregularitate la extracţie 1,25 ; coeficientul de frecare între cablu şi roata de fricţiune $\mu = 0{,}24$; unghiul de

Tabela 3

Orizontul de transport	Maşina folosită pentru extracţie	Capacitatea orară ce se obţine, t	Coeficientul de siguranţă contra alunecării	
			σ_s	σ_d
—50 m	Troliu 2 BM 2500/1230—2, instalat pentru săparea puţului principal	145	—	—
	Troliu 2 BM 2500/1230—2, instalat la puţul auxiliar	145	—	—
	Total :	290		
—100 m	MK 2,1×4 cu simplu efect şi contragreutate	200	7,6	2,6
	Troliu 2 BM 2500/1230—2, instalat la puţul auxiliar	125	—	—
	Total :	325		
—150 m	MK 2,1×4 cu dublu efect (2 colivii)	350	1,3	2,2
	Troliu 2 BM 2500/1230—2, instalat la puţul auxiliar	100	—	—
	Total :	450		
—350 m	MK 2,1×4 cu dublu efect (2 colivii)	295	2,45	1,35
	Troliu 2 BM 2500/1230 — 2 instalat la puţul auxiliar	45	—	—
	Total	340		

înfăşurare a cablului pe roata de fricţiune $\alpha = 195°$ şi de viteze variind între 6 şi 12 m/s la maşinile MK-2,1×4 şi 3,15 m/s la troliile 2 BM-2500/1230-2. S-au avut în vedere 18 ore de funcţionare pe zi pentru toate deservirile.

Faţă de capacitatea orară necesară de 220 t, din tabela 3 rezultă că prin instalarea echipamentelor arătate se asigură o rezervă de capacitate între 30% (la orizontul — 50 m) şi 50% (la adîncimea finală), inclusiv acoperirea neregularităţii extracţiei pe puţuri corespunzător unui coeficient de 1,25.

Este de remarcat adîncimea mică de la care se va începe transportul cu maşini de extracţie multicablu. Aceasta se datorează posibilităţii de a folosi contragreutate (cazul la 100 m adîncime) şi de a îngreuia coliviile (cînd se face extracţia cu dublu efect) la 150 m adîncime cu 1500 kg sau 21% din greutatea lor, obţinîndu-se astfel coeficienţi corespunzători contra alunecării cablurilor. Îngreuiarea coliviilor atrage după sine un consum suplimentar de energie electrică în cazul folosirii curentului alternativ, care este însă mic, în jurul a 1% din consumul total de energie pe cursă. Dacă sarcinile utile sînt mici, consumul suplimentar poate ajunge 2%. În cazul folosirii curentului continuu nu mai apare consum suplimentar datorită îngreuiării coliviei.

De la orizontul —250 nu mai este nevoie de lest pentru îngreuiarea coliviilor.

Maşina de extracţie MK-2,1×4, în condiţiile de exploatare arătate, poate fi acţionată de două mo-

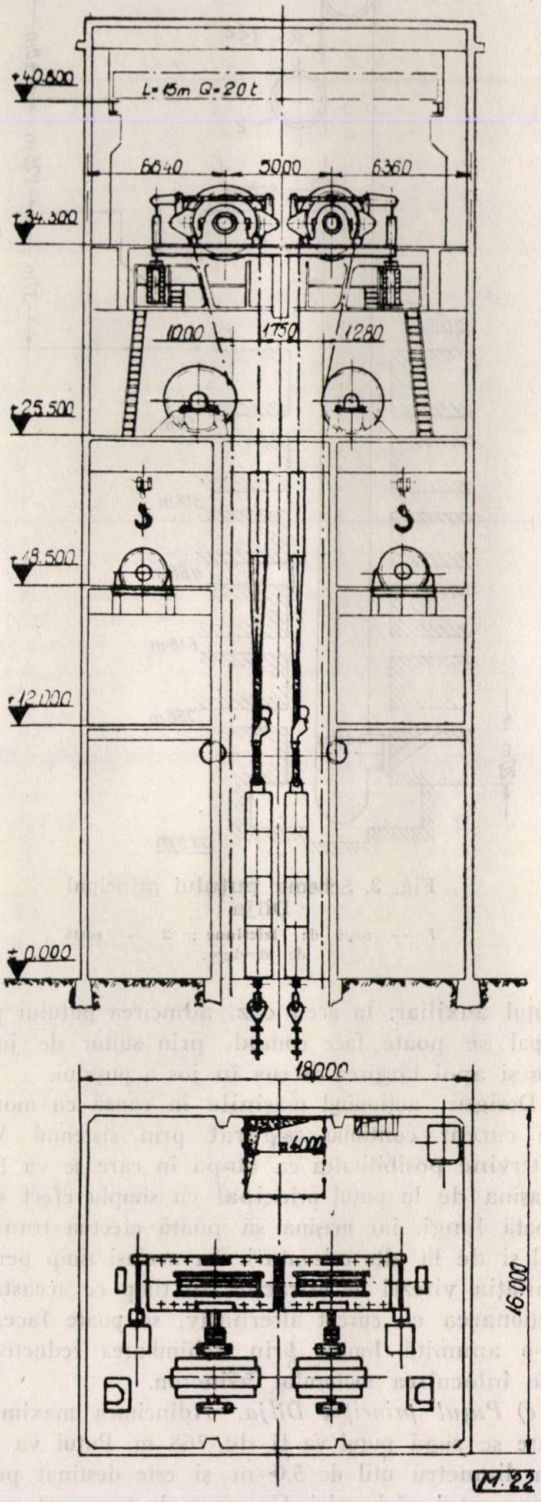


Fig. 2. Amenajarea interioară a turnului puţului principal de la mina Musariu pentru două maşini MK-2,25×4.

toare de curent alternativ, prin intermediul unui reductor, deoarece transportul se face de la orizonturi fixe, iar lucrările de deschidere a orizonturilor inferioare celui de transport se pot face folosind

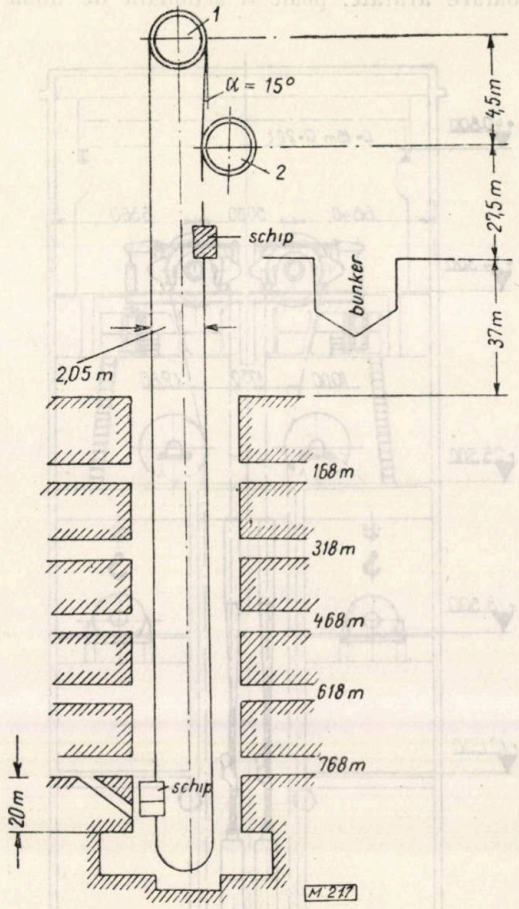


Fig. 3. Schema puțului principal Dîlja:
1 — roată de frictiune; *2* — roată de deviere.

puțul auxiliar. În acest caz, adîncirea puțului principal se poate face comod, prin suitor de jos în sus și apoi lărgirea de sus în jos a puțului.

Desigur, acționînd mașinile în cauză cu motoare cu curent continuu asigurat prin sistemul W-L, intervine posibilitatea ca etapa în care se va folosi mașina de la puțul principal cu simplu efect să se poată lungi, iar mașina să poată efectua transportul și de la alte orizonturi. În același timp permite variația vitezei de extracție, în timp ce aceasta, la acționarea cu curent alternativ, se poate face, într-o anumită limită, prin schimbarea reductorului sau înlocuirea motorului asincron.

c) Puțul principal Dîlja. Adîncimea maximă la care se sapă puțul va fi de 768 m. Puțul va avea un diametru util de 5,0 m și este destinat pentru transportul cărbunelui. Ca vase de transport se vor folosi schipuri cu o capacitate utilă de 12 t. Capacitatea orară de transport necesară de asigurat este de 420 t. Adîncimea minimă de la care începe transportul de cărbuni este de 168 m. Orizonturile de transport se succed la 150 m distanță, așa cum se vede în figura 3 [6].

Tipurile de mașini de extracție ce se pot avea în vedere sînt: NKMZ-2×6×2,4 cu tobe și mașina de extracție multicablu MK-3,25×4r, care au datele de bază cele din tabela 4.

Tabela 4

Specificație	U.M.	NKMZ-2×6×2,4	MK-3,25×4r
Diametrul tobelor	mm	6 000	—
Diametrul roții de fricțiune	mm	—	3 250
Diametrul roții de deviere	mm	—	3 250
Sarcina statică maximă	kg	27 000	47 500
Diferența maximă între tensiunile statice (sarcina neechilibrată)	kg	19 000	15 000
Numărul de cabluri	—	1	4
Greutatea mașinii fără partea electrică	kg	227	70

Ca și în cazurile precedente, evident, este de preferat mașina MK-3,25×4r față de aceea cu tobe cilindrice.

Calculele de verificare pentru mașina MK-3,25×4r arată: sarcina statică de 38 800 kg față de 47 500 kg, maximul admis; diferența între tensiunile statice 11 900 kg, față de 15 000 kg, maximul admis.

Coeficienții de siguranță static și dinamic contra alunecării cablului sînt:

— corespunzător extracției de la orizontul —168 m, $\sigma_s = 2{,}34$ și $\sigma_d = 1{,}26$;

— corespunzător extracției de la orizontul —768 m, $\sigma_s = 2{,}83$ și $\sigma_d = 1{,}56$;

deci mai mari decît valorile minime admise. Coeficienții de siguranță au fost calculați cu $\mu = 0{,}24$, $\alpha = 195°$ și îngreuierea schipului cu circa 33% din greutatea totală. De la orizontul —468 m nu mai este nevoie de lest pentru îngreuiare.

Ca și mașinile de extracție alese pentru puțul principal de la mina Musariu, tipul MK-3,25×4r pentru puțul principal Dîlja a fost comandat pentru execuție în U.R.S.S.

Tipul de mașină ales urmează să fie montat în turn, care va avea circa 70 m înălțime, cota de recepție la zi a schipului fiind la ~ 37 m (înălțimi prevăzute în documentația preliminară întocmită la comanda mașinii). Turnul va fi construit din beton armat și cu secțiune dreptunghiulară.

Acționarea mașinii MK-3,25×4r se va face cu două motoare cu curent alternativ cuplate la un reductor. Puterea totală a motoarelor va fi în prima etapă de ~ 2×700 kW, care ulterior vor fi schimbate cu motoare de 2×1 000 kW, atunci cînd va fi necesar. Tensiunea de alimentare a motoarelor se va face la 6 kV.

2. Analizîndu-se şi situaţia altor puţuri existente sau proiectate în sectorul minier, rezultă, de asemenea, posibilităţi de a folosi maşini de extracţie multicablu în mod avantajos faţă de maşinile de extracţie cu tobe. Astfel, pentru aceleaşi sarcini totuşi nu se ajunge la tipuri grele de maşini de extracţie multicablu. Dacă ne referim numai la cazurile arătate în tabelă, diferenţa de greutate, care înseamnă masă metalică uzinată, reprezintă ~ 1 158 t în favoarea maşinilor MK.

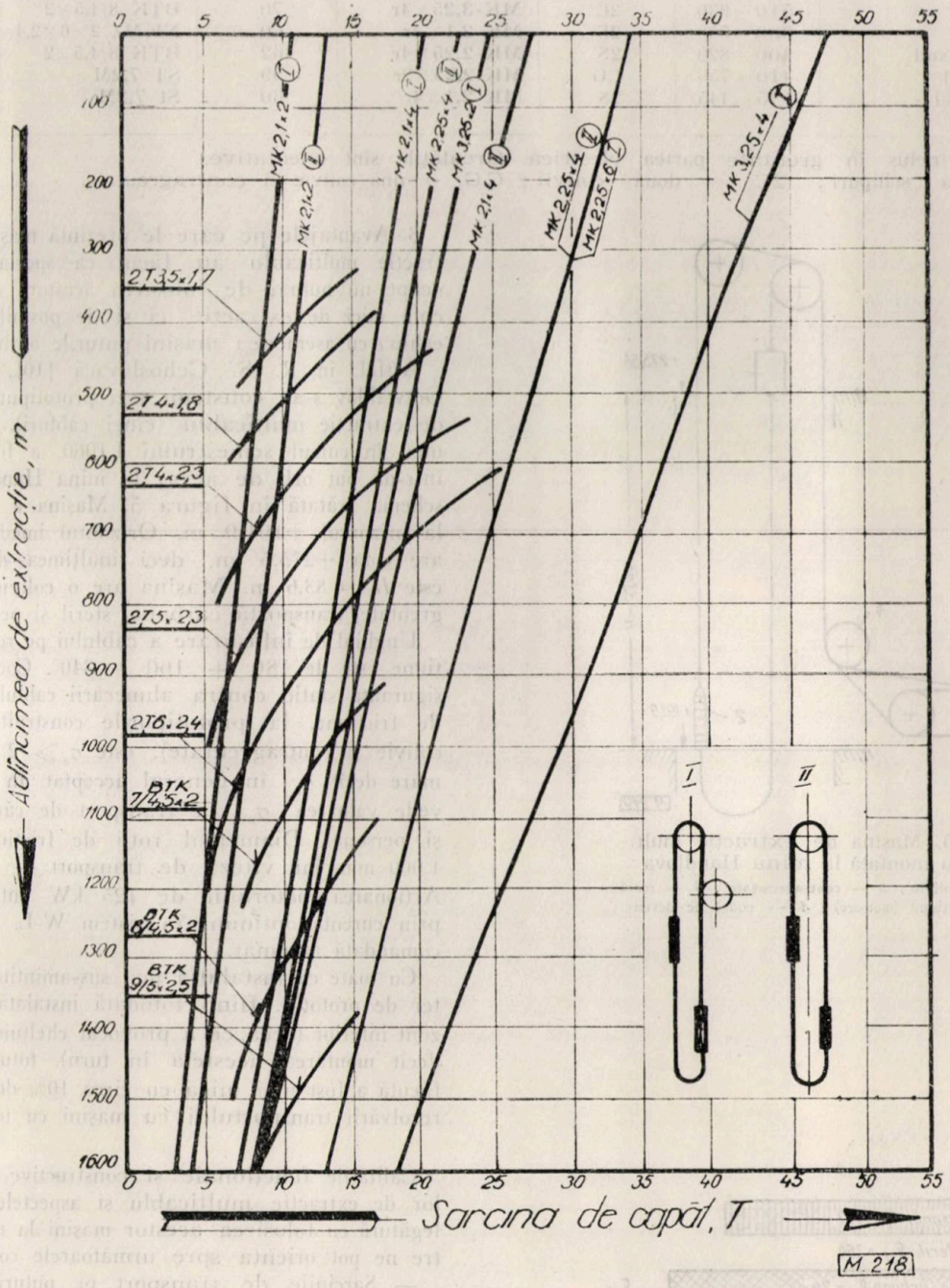


Fig. 4. Caracteristicile de sarcină ale maşinilor multicablu cu schip. Cablu cu trei toroane GOST 3085-55 Kz=160 kg/mm².

totale de transport, în tabela 5 se arată situaţia comparativă la cîteva mine din Valea Jiului [6].

În tabela 5 se pot remarca adîncimi mici de extracţie la care se pot folosi deja maşinile de extracţie multicablu, şi, în acelaşi timp, cu toate că la unele puţuri adîncimile finale sînt destul de mari,

În ceea ce priveşte posibilităţile de înlocuire a maşinilor de extracţie cu tobe pentru adîncimi medii şi mari cu maşini de extracţie multicablu, sînt foarte semnificative diagramele din figura 4 [3]. Din acestea se constată cu uşurinţă că, la aceeaşi creştere a adîncimii de extracţie, sarcina de capăt

Tabela 5

Puțul	Adîncime de extracție, m	Vas de transport**	Mașini extracții multicablu		Mașini extracții monocablu	
			Tipul mașinii	Greutatea, t*	Tipul mașinii	Greutatea, t*
Vulcan „7 Noiembrie"	180—540	2S	MK-3,25×4r	70	NKMZ 2×6×2,4	227
Petrila princ. (nou)	300—600	2S	MK-3,25×4r	70	NKMZ 2×6×2,4	227
Petrila-est nr. 2	510—930	2C	MK-3,25×4r	70	BȚK 8/4,5×2	310
Livezeni	300—500	2S	MK-2,1×4r	60	NKMZ 2×6×2,4	227
Aninoasa princ. sud	400—820	2S	MK-2,25×4r	62	BȚK 8/4,5×2	310
Aninoasa Piscu 1	410—750	CG	MK-2,25×2r	59	ȘT 7,2M	154
Paroșeni principal	145—445	2S	MK-2,1×4r	60	Șt 7,2M	154

* Nu s-a inclus în greutate partea electrică. Greutățile sînt orientative.
** 2S = două schipuri; 2C = două colivii; C.G. = una colivie și contragreutate.

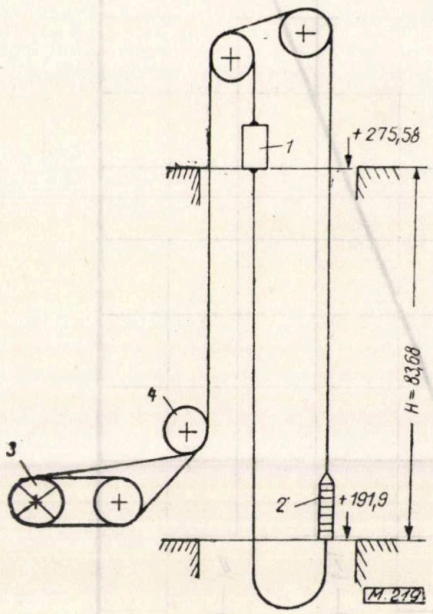


Fig. 5. Mașina de extracție multicablu montată la mina Handlova:
1 — colivie; *2* — contragreutate; *3* — roată de funcțiune (motoare); *4* — roată de deviere.

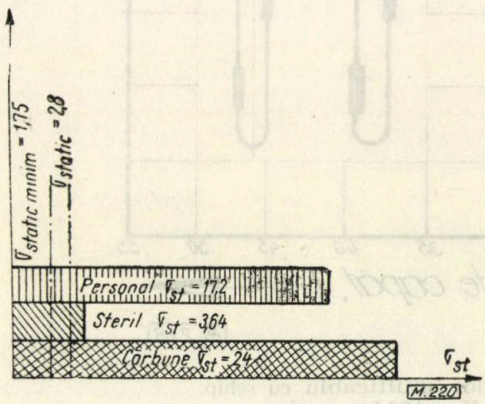


Fig. 6. Valorile coeficientului de siguranță static pentru mașina de extracție multicablu montată la mina Handlova.

(adică greutatea schipului și a utilului) la mașinile cu tobe, și în special la tipurile BȚK, scade într-o proporție mult mai mare decît la mașinile de extracție multicablu.

3. Avantajele pe care le prezintă mașinile de extracție multicablu au făcut ca specialiștii să se ocupe nu numai de folosirea acestora de la adîncimi mici de extracție, ci și de posibilitățile de a echipa cu asemenea mașini puțurile oarbe din mine.

Astfel, în R. S. Cehoslovacă [10], la uzinele Gotwaldov s-au construit trei prototipuri de mașini de extracție multicablu (cinci cabluri), dintre care una, în cursul semestrului I.1960, a fost instalată într-un puț orb de aeraj la mina Handlova, după schema arătată în figura 5. Mașina a fost așezată la orizontul +191,9 m. Orizontul imediat superior are cota +275,5 m, deci înălțimea de transport este H = 83,6 m. Mașina are o colivie și contragreutate, transportă cărbune, steril și personal.

Unghiul de înfășurare a cablului pe roata de fricțiune este de 180 + 160 = 340°. Coeficientul de siguranță static contra alunecării cablului pe roata de fricțiune, la prototipurile construite (avînd o colivie și contragreutate), este $\sigma_s \geqslant 2{,}8$, deci mai mare decît σ_s în general acceptat. În figura 6 se vede valoarea σ_s la transport de cărbune, steril și personal. Diametrul roții de fricțiune este de 1 000 mm, iar viteza de transport — de 3,8 m/s. Acționarea motorului de 125 kW putere se face prin curent continuu, în sistem W-L. Mașina este comandată automat.

Cu toate că instalația mai sus-amintită are caracter de prototip, fiind totodată instalată la un orizont inferior (ceea ce a provocat cheltuieli mai mari decît montarea acesteia în turn), totuși investiția făcută a fost mai mică cu circa 10% decît în cazul rezolvării transportului cu mașini cu tobe (fig. 7).

Calitățile funcționale și constructive ale mașinilor de extracție multicablu și aspectele arătate în legătură cu folosirea acestor mașini la minele noastre ne pot orienta spre următoarele concluzii:

— Sarcinile de transport pe puțuri la minele noastre sînt foarte variate și prezintă condiții corespunzătoare pentru introducerea folosirii mașinilor de extracție multicablu, funcționînd cu simplu sau dublu efect.

— Este necesară folosirea mașinilor de extracție multicablu pentru transport la adîncimi mari și sarcini utile mari, fiind singura soluție economică și uneori tehnică posibilă pentru rezolvarea sarcinilor de transport în asemenea condiții.

— În situaţia unor puţuri la care adîncimea de extracţie este mică, însă cu sarcină utilă importantă, poate fi indicată folosirea maşinilor de extracţie multicablu, întrucît sînt mai economice decît cele cu tobe. Este necesar însă să se acţio-

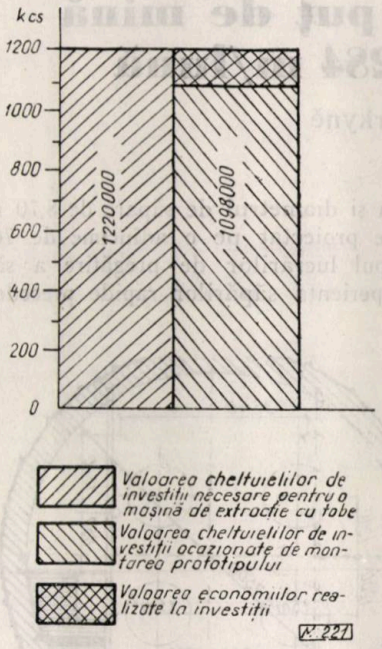


Fig. 7. Valoarea cheltuielilor de investiţie privind prototipul de maşină de extracţie multicablu montată la mina Handlova.

neze asupra elementelor de care depinde siguranţa contra alunecării cablurilor, astfel încît să se poată realiza valori optime pentru ele şi deci să se împiedice alunecarea cablurilor pe roata de fricţiune.

— Este indicată studierea sub aspect funcţional, constructiv şi economic a puţurilor oarbe de la minele noastre, în special a acelor ce urmează a fi săpate în viitor, pentru a stabili condiţiile concrete în care ele ar putea fi echipate cu maşini de extracţie multicablu, întrucît acestea prezintă un interes practic pentru asemenea utilizări.

Bibliografie

[1] Gerşikov, I. J., Glinski, A. K., Dimaşko şi Crevnevici, A. A.: *„Şahtnîie elektriceskie lebedki i podiomnîe maşini"*, Ugletehizdat 1958.

[2] *Mnogokanatnîi podiom v gornoi promîşlennost.* Gosgortehizdat, 1960.

[3] *„Mnogokanatnie podiomnîe maşini".* Zavod imeni 15-letia LKSMU. Informaţiia, Donetk, 1962.

[4] *Proiect tehnic* (partea mecanică) pentru montarea maşinii MK-3,25×4 destinată puţului principal Musariu, întocmită de uzina 15-letia LKSMU, Donetk.

[5] *Proiect tehnic* (partea electrică) pentru montarea maşinii MK-3,25 × 4 destinată puţului principal Musariu, întocmit de uzina de specialitate din Harkov.

[6] *Anchete tehnice întocmite pentru comanda maşinilor:* MK-3,25 x 4 r ; MK-2,25 x 4 r ; MK-2,25 x 4 ; MK-2,1 x 4 r.

[7] Institutul de proiectări miniere. *Plan de ansamblu mina Moldova-Nouă,* 1962.

[8] Institutul de proiectări miniere: *Plan de ansamblu puţul principal Musariu* (Hîrnicu), 1961.

[9] Maerks, I. şi Ostermann, W. *Mecanica minieră.* Editura tehnică, 1961.

[10] Bobák, L. şi Paulik, I. *Csehszlovák gyártmányú, többköteles aknaszállitógépek kisebb mélységú és kisebb teljesitökëpességü aknák részére.* În : Bányászati Lapok nr. 2, februarie 1963.

[11] Brădeanu, N. *Determinarea domeniului de utilizare a instalaţiilor de extracţie cu unul şi mai multe cabluri.* Conferinţă ţinută la sesiunea ştiinţifică a Institutului de mine din Petroşani, 7—9 martie 1963.

Rectificări la partea I-a a articolului apărută în Revista Minelor nr. 2/1963.

1. În tabela 1, (p. 56), coloana 3, cuvintele „cablu contact liniar" se referă la al doilea rînd de cifre din coloanele următoare (4—9).

2. În tabela 3, (p. 58), capul tabelei, ultima coloană în loc de „MK 5,8" se va citi „MK 5 × 8".

3. În aceeaşi tabelă, coloana I, rîndul 2 de sus, în loc de „sarcina maximă..." se va citi „diferenţa maximă..." ; rîndul 3 de jos se va citi : „greutatea redusă la periferia roţii fără reductor...", iar ultimul rînd se va citi : „greutatea redusă a reductorului, kg".

4. În coloana 9 din aceeaşi tabelă rîndul 2 de jos în loc de 1 0C0 se va citi 10.000.

Săparea rapidă a unui puţ de mină în R. S. Cehoslovacă: 284 m/lună

Arnošt Iaroš şi **Otakar Purkyně**
R.S. Cehoslovacă

În perioada de la 10 octombrie şi pînă la 9 noiembrie 1962, deci în 31 de zile, la săparea unui puţ la mina Paskov din R. S. Cehoslovacă s-a obţinut o viteză de 284,02 m.

Această viteză de săpare constituie un nou record cehoslovac şi european şi situează R.S.C.S. pe locul al doilea în domeniul tehnicii mondiale a săpării puţurilor din Republica Sud-Africană unde, la Buffelsfontein, s-a realizat, în martie 1962, o viteză de săpare de 381, 3 m.

Săparea rapidă a fost executată de către o întreprindere naţională, specializată în săpări de puţuri din bazinul Ostrava-Karvin.

I. Situaţia geologică

Puţurile de la Paskov sînt săpate în partea sudică a bazinului Ostrava-Karvin. Stratul de huilă se află sub şisturi argiloase cenuşii, neuniform sau pătate verde, amestecate cu rocile din formaţia subsileziană.

Din punct de vedere geologic condiţiile sînt favorabile săpărilor rapide. S-a constatat, chiar în decursul săpării unui puţ învecinat de aeraj, că existenţa tectonizării şisturilor argiloase impunea săparea cu o viteză mai mare încît roca nesusţinută avea tendinţa de a se prăbuşi. Aceasta a fost cauza principală care a determinat adoptarea metodei de săpare simultan cu susţinerea definitivă, cu beton turnat în spatele unui cofraj metalic. O măsură foarte importantă a constat în reţinerea apei de suprafaţă, care ar fi putut uşor înmuia rocile, ceea ce ar fi dus la prăbuşirea acestora. S-a reuşit să se realizeze o etanşeitate perfectă la construcţia gurii puţului.

Înclinarea generală a stratului este de 25—30°, dar la contactul cu stratul de huilă ea creşte pînă la 70°; acest fapt a influenţat uneori defavorabil efectul împuşcării.

În timpul săpării nu s-au întîlnit viituri de apă, iar emanaţiile de gaze au fost neglijabile.

După clasificarea făcută de prof. Protodiakonov, rocile au o tărie $f = 7—8$.

II. Pregătirea săpării rapide a puţului

Pentru noua mină se sapă două puţuri de secţiune circulară, dintre care unul este de aeraj şi celălalt de extracţie. Puţul de extracţie, la care s-a obţinut viteza record de săpare, are diametrul util de 7,50 m şi diametrul de săpare de 8,70 m (fig. 1). Puţul este proiectat pe o adîncime de 762,5 m.

În timpul lucrărilor de pregătire a săpării s-a folosit experienţa săpărilor rapide precedente şi în

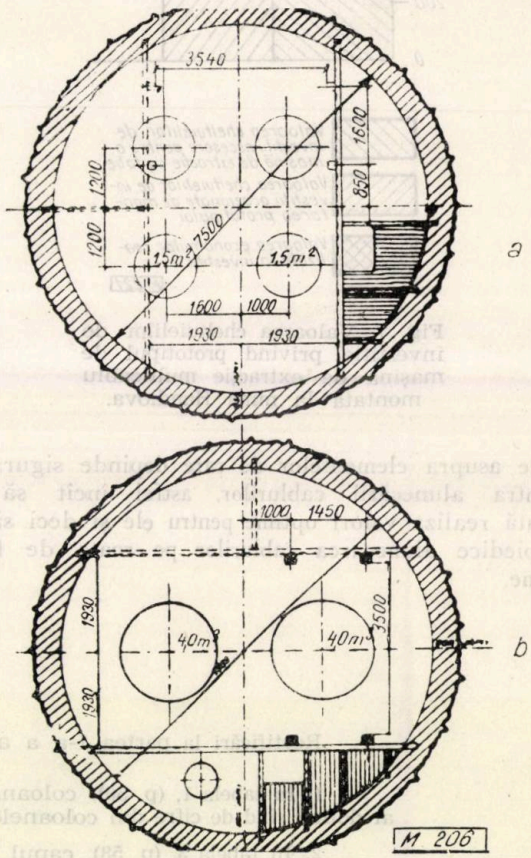


Fig. 1. Secţiunea transversală a puţului principal de extracţie *a* şi a puţului de aeraj *b*, în timpul săpării.

special rezultatele obţinute la săparea puţului de aeraj, unde în noiembrie 1961, utilizînd instalaţii provizorii de suprafaţă, s-a realizat o viteză de săpare de 221,4 m/lună. Pentru a putea realiza o creştere mai importantă a vitezei de săpare, s-a luat o serie de măsuri tehnico-organizatorice: folosirea la săpare a turnului definitiv de extracţie, a instalaţiei definitive de extracţie, sporirea capacităţii chiblei de la 1,5 la 4 m³, mărirea vitezei de extracţie de la 6 la 10 m/s, utilizarea cofrajului de

înălțime utilă de 4 m și în special utilizarea găurilor de mină de 4,5 m lungime. Pe lîngă acestea s-a mai îmbunătățit și organizarea existentă care a constat în ținerea la dispoziție a unei echipe

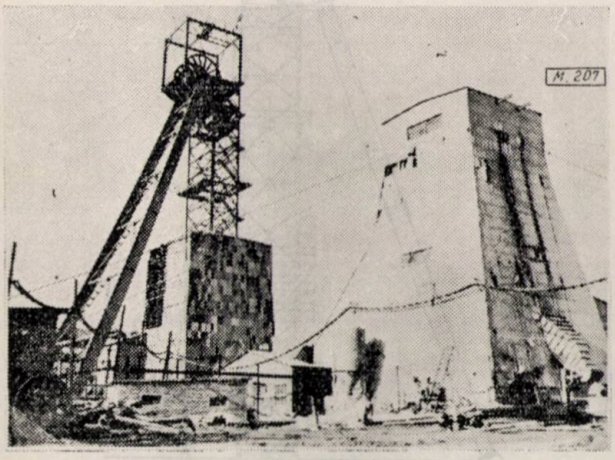


Fig. 2. Turnul definitiv de extracție și turnul provizoriu folosit la săparea puțului de aeraj.

speciale de mineri-perforatori (13 oameni); de asemenea, un grup special de lucrători a stat totdeauna la dispoziție pentru pregătirea betonului în timpul betonării puțului.

Toți tehnicienii și muncitorii au studiat întreaga organizare a operațiilor de săpare rapidă, pentru a asigura continuitatea lucrării și o desfășurare armonioasă a tuturor operațiilor de săpare. O atenție deosebită s-a acordat problemei aprovizionării cu materiale.

III. Instalații de suprafață

Instalațiile de suprafață cuprind turnul definitiv de extracție (fig. 2) de 45 m înălțime, echipat provizoriu cu un dispozitiv automat de culbutare a chiblelor și cu un buncăr pentru însilozarea rocii împușcate care se transportă cu autobasculante. Instalația definitivă de extracție, tip L.Z. Pilzen 2B-6×2,1-A 7461-P, are comanda automată modernă. Sarcina utilă la cablu este de 8 000 kg, viteza de extracție de 16 m/s, viteza de extracție în timpul săpării de 10 m/s, diametrul cablului de tip antigiratoriu de 53 mm, puterea motorului de 3 600 kW. Un alt troliu de extracție, auxiliar, tip BFM 5850, prevăzut cu cablu lat și cu chiblă de 0,5 m³, a fost folosit la transportul materialului și al oamenilor pînă la podul de lucru. Conducta de tuburi pentru coborîrea betonului este suspendată, prin două cabluri, de un troliu tip 2LP-18/1000.

Tot la suprafață (fig. 3) se găsesc și opt trolii SW-10 pentru suspendarea podului, cinci trolii SW-3,5 pentru suspendarea cablurilor electrice, trei trolii SW-10 de suspendare a cofrajului metalic și un troliu SW-3,5 de manipulare pentru realizarea compartimentării definitive a puțului.

Aerajul puțului s-a realizat prin două ventilatoare tip DM-1320.

Betonul s-a preparat în patru betoniere tip PM-500, cu dozarea automată; s-au mai prevăzut trei silozuri pentru ciment fiecare de cîte 15 t, trei rezervoare de pietriș de 70 m³, un pod transportor cu bandă de 600 mm.

Aerul comprimat a fost debitat de o stație construită pentru ambele puțuri avînd o capacitate totală de 9 000 m³/h. Aceasta se compune din șase compresoare tip DSK-350.

Clădirea administrativă și toate amenajările sociale au deservit atît puțul de extracție, cît și cel de aeraj.

IV. Instalația din puț

Un pod bietajat servind la executarea lucrărilor de susținere și în același timp avînd și rolul unui planșeu de protecție s-a suspendat de opt trolii, prin cabluri de 28 mm diametru. Podul este prevăzut cu două găuri cu dispozitive de ghidaj, pentru a înlesni trecerea chiblelor de 4 m³, cu o gaură pentru trecerea chiblei de 0,5 m³, și cu o gaură centrală pentru trecerea firului cu plumb în cursul verificării verticalității puțului (fig. 4).

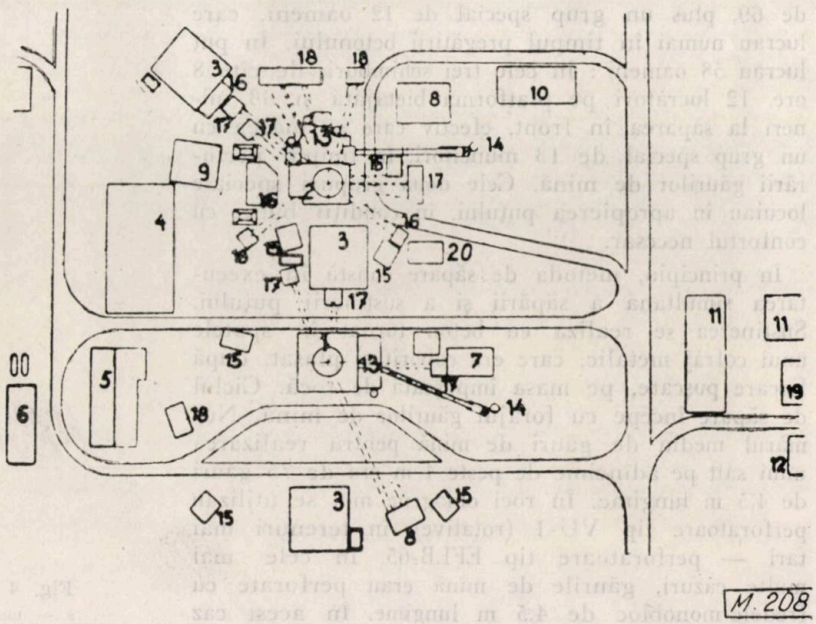


Fig. 3. Amenajarea suprafeței în cursul săpării rapide:
1 — puțul de aeraj; *2* — puțul principal de extracție; *3* — casa mașinii de extracție; *4* — instalația definitivă de extracție a puțului principal; *5* — stația trafo; *6* — stația de comprimare; *7* — casa troliului de extracție a puțului de aeraj; *8* — casa ventilatoarelor; *9* — casa troliului 2—LP—18; *10* — atelierul mecanic și depozitul; *11* — lămpăria; *12* — casa cazanelor; *13* — silozul subteran de pietriș; *14* — depozitul de pietriș; *15* — troliul SW—10; *16* — troliul de suspendare al platformei de betonare; *17* — troliul de suspendare a cofrajului glisant; *18* — troliul pentru suspendarea cablurilor; *19* — clădirea administrativă; *20* — atelierul mecanic.

Podul este ancorat pe pereţii puţului prin intermediul a patru montanţi. Etajul inferior serveşte la suspendarea a patru graifăre tip KS-3, şi la instalarea unui ventilator auxiliar cu diametru de 500 mm, tip LG-5 pentru intensificarea aerajului.

Un cofraj metalic, cu greutatea totală de 35 t, de formă conică (diametrul superior de 7 500 mm, diametrul inferior de 7 600 mm), serveşte pentru turnarea betonului. Înălţimea totală a cofrajului este de 7 000 mm, înălţimea utilă de 4 000 mm, fiind format dintr-o carcasă metalică, compusă din două inele orizontale şi 36 panouri prinse de nouă montanţi. Panourile, plasate unul lîngă altul, sînt fixate între ele prin zăvoare.

Conducta de burlane IS-150×9 mm, pentru aducţiunea betonului, este compusă din tuburi cuplate între ele. La capătul inferior al instalaţiei de burlane se găseşte un încetinitor al betonului, de unde betonul cade într-o cuvă, care serveşte pentru controlul vizual al masei amestecului. Betonul este distribuit, în spatele cofrajului, prin intermediul unui jgheab articulat, care se compune din tuburi scurte, conice, suspendate de două lanţuri.

În puţ se găsesc şi conducte de 1 000 mm pentru aer, conducte pentru aer comprimat, cabluri electrice etc.

V. Organizarea şi metoda de săpare rapidă

Efectivul total ocupat la lucrările de săpare a puţului (inclusiv tehnicieni şi personal administrativ) a fost de 137. La suprafaţă, numărul muncitorilor din cele trei schimburi de cîte opt ore a fost de 69, plus un grup special de 12 oameni, care lucrau numai în timpul pregătirii betonului. În puţ lucrau 58 oameni : în cele trei schimburi, de cîte 8 ore, 12 lucrători pe platforma bietajată şi 33 mineri la săparea în front, efectiv care se mărea cu un grup special de 13 muncitori, în timpul perforării găurilor de mină. Cele două grupuri speciale locuiau în apropierea puţului, în condiţii bune, cu confortul necesar.

În principiu, metoda de săpare constă în executarea simultană a săpării şi a susţinerii puţului. Susţinerea se realiza cu beton turnat în spatele unui cofraj metalic, care era coborît şi plasat, după fiecare puşcare, pe masa împuşcată de rocă. Ciclul de săpare începe cu forajul găurilor de mină. Numărul mediu de găuri de mină pentru realizarea unui salt pe adîncime de peste 4 m era de 75 găuri de 4,5 m lungime. În roci omogene moi se utilizau perforatoare tip VU-1 (rotative), în terenuri mai tari — perforatoare tip EFLB-65. În cele mai multe cazuri, găurile de mină erau perforate cu fredele-monobloc de 4,5 m lungime. În acest caz minerii întrebuinţau scări de lemn de pe care perforau. Dacă se întrebuinţau sfredele mai scurte (1,5 m), ele se îmbinau prin racorduri speciale. Sfredelele erau prevăzute cu tăişuri cu trei lame. Găurile de mină erau repartizate pe patru cercuri concentrice. Toate găurile erau verticale şi paralele. Datorită acestei scheme de puşcare, bine studiate, s-a reuşit

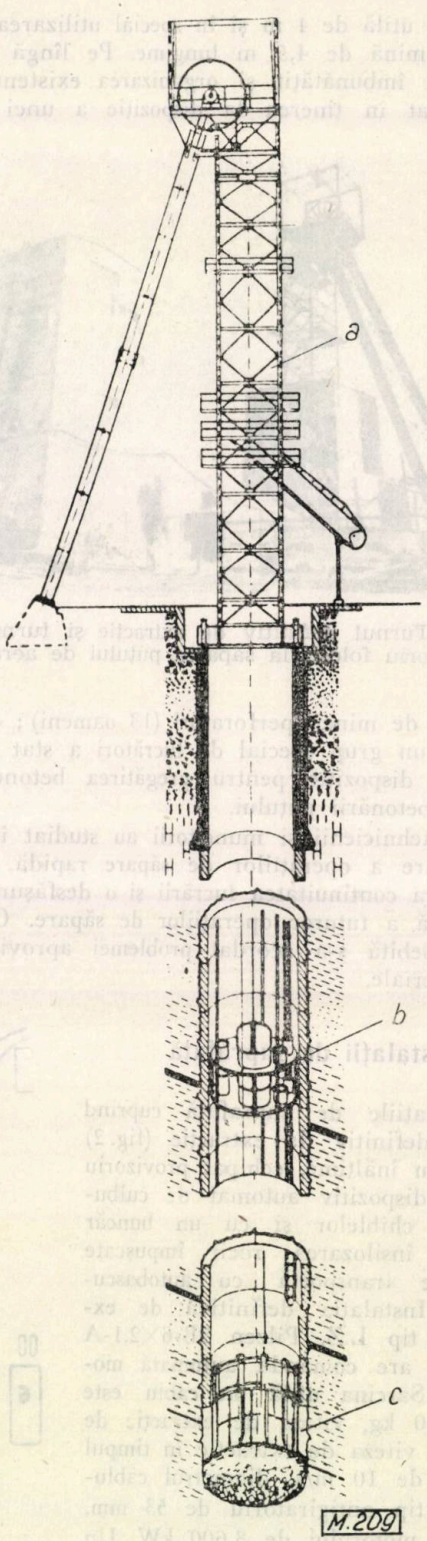


Fig. 4. Secţiune prin puţ în cursul săpării :
a — turnul definitiv de extracţie ; *b* — platforma bietajată ; *c* — cofrajul glisant cu înălţimea de 4 m.

să se obţină permanent o masă de rocă mărunţită în mod corespunzător.

Explozivul utilizat a fost „Perunit" 28/200 şi 20/200, cu amorsare electrică, cu microîntîrziere, în patru serii. Găurile erau burate cu cilindri (tu-

buri) din material sintetic inflamabil, umplute cu nisip.

Aerajul frontului, după împuşcare, dura 15 min.

Încărcarea rocii împuşcate s-a executat cu ajutorul a patru graifăre tip KS-3 (capacitate 0,14 m³), în chible de 4 m³ ; permanent, o chiblă era la fundul puţului şi două în mers pe puţ. La adîncimea de 100 m s-a mărit viteza de extracţie la 10 m/s, însă capacitatea de extracţie nu satisfăcea capacitatea de încărcare şi nu permitea executarea încărcării rocii într-o perioadă mai scurtă.

Lucrările de susţinere definitivă începeau prin coborîrea cofrajului pe masa măruntiţă de rocă. În partea inferioară a cofrajului, între rocă şi panourile cofrajului, se punea un grilaj metalic, care împiedica curgerea betonului. La început, se fixa cofrajul într-o poziţie exactă, pe verticală şi pe orizontală, şi apoi se începea turnarea betonului pînă la înălţimea de 1 m. Priza betonului era accelerată prin adaosul de clorură de calciu, într-o cantitate de 5% din greutatea cimentului. După 45 min (timp în care se întărea betonul), începea evacuarea rocii împuşcate în partea centrală a puţului. După cele 45 min se continua turnarea betonului, care nu conţinea decît 2% clorură de calciu din greutatea cimentului. Saltul de 4 m se betona simultan cu evacuarea rocii împuşcate. Durata medie propriu-zisă, pentru turnarea betonului, era de 1,5 h ; s-au consumat, în general, circa 60 m³ de beton, pentru o înaintare de 4 m. Cînd betonul atingea rezistenţa de 3—4 kg/cm², zăvoarele panourilor erau puţin slăbite, dar cofrajul rămînea în continuare în poziţia sa fixă, pentru a proteja betonul faţă de efectul împuşcării următoare. Rezistenţa betonului era controlată regulat, prin intermediul „probelor braziliene". Betonul era adus pînă la front printr-o conductă verticală cu diametrul de 150 mm, suspendată prin două cabluri, de un troliu electric tip 2-LP 18/1000. Simultan cu lucrările de săpare şi de betonare se desfăşurau operaţiile de compartimentare definitivă a puţului. Elementele de oţel erau instalate pe podul suspendat de cablurile de ghidaj ale chiblelor. Distanţa dintre două cadre învecinate de moaze definitive era de 4 m. Podul era coborît cu 4 m după fiecare împuşcare.

Rezultatele săpării rapide

Caracteristicile săpării-record :

— diametrul interior 7,5 m ;
— diametrul de săpare 8,7 m ;
— adîncimea la începerea realizării-record 58,35 m ;
— viteza maximă de săpare 284,02 m/lună ;
— lungimea găurilor de mină 4,5 m ;
— diametrul găurii de mină 42 mm ;
— numărul găurilor pe salt de înaintare 75 ;
— numărul găurilor pe metru pătrat 1,26 ;
— numărul total de metri perforaţi 20 957 m ;
— consumul de exploziv pe salt de înaintare 247 kg ;
— consumul de exploziv pe metru cub de rocă 0,965 ;
— consumul total de explosiv 16 448 kg ;
— numărul împuşcărilor în perioada realizării recordului 67 ;
— tipul explozivului Perunit 28/200; 20/200;
— diametrul cartuşelor 28 mm ;
— coeficientul de utilizare a găurilor de mină 94% ;
— durata de aeraj a frontului după împuşcare 15 min ;
— numărul de graifăre KS-3 (cu ghiare) 4 ;
— volumul teoretic al graifărului 0,14 m³ ;
— capacitatea de încărcare a unui graifăr 20 m³/h ;
— durata medie de încărcare a rocii împuşcate 5—6 h ;
— capacitatea chiblei 4 m³ ;
— numărul chiblelor 3 ;
— capacitatea instalaţiei de extracţie 80 m³/h ;
— numărul de curse pe oră 20—25 ;
— numărul maxim de chible extrase pe schimb 136 ;
— cantitatea de rocă extrasă 35 000 t ;
— tipul betonului folosit beton B 250 ;
— grosimea peretelui de beton 50 + 10 cm ;
— consumul total de beton 4 600 m³ ;
— numărul salturilor de înaintare betonate 65 ;
— adîncimea puţului echipat cu moaze 294,24 m ;
— durata ciclului (teoretic) 9,36 h ;
— numărul de cicluri pe zi 2,29 ;
— durata perforării găurilor de mină 45—150 min ;
— durata de încărcare a explozivului în găurile de mină şi a împuşcării 45—90 min ;
— durata de încărcare a rocii împuşcate 5—6 h ;
— productivitatea muncii la săpare 9,7 cm/om/post ;
— productivitatea totală a muncii la construcţia puţului 16,1 cm/om/post ;
— viteza de săpare maximă zilnică. 11,7 m ;
— viteza de săpare medie 9,16 m ;
— numărul total de posturi în puţ 1 765.

Săparea rapidă a puţului de extracţie de la mina Paskov a fost organizată în scopul verificării randamentelor mai ridicate ale instalaţiilor perfecţionate şi al creării unei rezerve care să permită realizarea, la terminarea săpării tuturor puţurilor, a unei viteze medii de execuţie de 100 m pe lună.

Din punct de vedere al securităţii lucrărilor, trebuie apreciată organizarea perfectă a lucrului (s-au înregistrat numai trei răniri uşoare).

Dacă se compară productivitatea muncii realizată la săparea puţurilor în Republica Sud-Africană, la puţul Buffelsfontein, se constată că rezultatele săpării rapide de la Paskov sînt de patru ori mai ridicate. Productivitatea medie a muncii la săpare a atins 9,7 m³/om /post şi productivitatea medie de avansare a fost de 16,1 cm/om/post de puţ adîncit, betonat şi amenajat.

De asemenea, s-au economisit patru luni din timpul prevăzut pentru săparea puţului de extracţie.

Intensificarea procesului tehnologic de flotare a minereurilor — rezervă importantă pentru creşterea capacităţilor de producţie a uzinelor de preparare

Ing. P. Ilie şi ing. C. Buciu

Industria extractivă de minereuri a ţării noastre a cunoscut an de an un ritm de dezvoltare deosebit.

Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. prevăd o creştere de peste două ori a producţiei de metale neferoase, creştere ce se va realiza prin intrarea în producţie a noi mine şi uzine de preparare, prin amplificarea celor existente, cît şi prin mărirea capacităţilor de producţie a utilajelor existente şi perfecţionarea proceselor tehnologice.

Operaţiile de flotare a minereurilor constituie aproximativ 40% din preţul de cost al tonei de minereu prelucrat ; de aceea problema folosirii la maximum a capacităţii utilajelor de flotare reprezintă una dintre rezervele principale ale reducerii preţului de cost. Aceasta va duce atît la mărirea capacităţilor de producţie a uzinelor existente, cît şi la investirea unor sume mai mici la instalaţiile noi.

În construcţia utilajelor de concasare şi măcinare, tendinţa construcţiei de utilaje cu capacităţi mari este justificată, deoarece posibilităţile creşterii capacităţilor utilajelor existente sînt limitate.

La utilajele de flotare a minereurilor — maşinile de flotaţie — situaţia se prezintă altfel.

Capacitatea de producţie a lor, după cum este cunoscut, este în funcţie de volumul de tulbureală ce permite celula să treacă prin ea în unitatea de timp. Cataloagele de utilaje cuprind limitele minime şi maxime în m^3/min, iar proiectarea necesarului de suprafaţă de flotare se face, de obicei, ţinîndu-se seamă de limita minimă [1]. S-ar putea spune că nu este nici un rău dacă există surplus de suprafaţă de flotare, deoarece este asigurată obţinerea de extracţii de metal mai mari. In realitate, plusul de suprafaţă de flotare nu poate fi decît dăunător, deoarece deranjează flotarea selectivă a mineralelor, duce la obţinerea de concentrate calitativ slabe şi la consumuri mari de reactivi, în special reactivi depresanţi necesari pentru obţinerea calităţii de concentrat prescrisă prin norme. Din punct de vedere economic, plusul de suprafaţă de flotare ridică preţul de cost.

Practic, maşinile de flotaţie ce se folosesc în uzinele de preparare asigură obţinerea aeraţiei la un consum de energie pe m^3 de aer relativ mic. În maşinile de flotaţie Mehanobr, aeraţia suficientă este asigurată prin montarea statorului cu aripioare, care duce la un consum de energie de 2—3 kW/m^3 aer pe minut, sau 0,03—0,05 kWh/m^3 aer [2]. În maşinile pneumatice şi cele cu subaeraţie, aeraţia suficientă este dată de suflante sau compresoare cu presiune mică ce dau aer cu un consum de 0,005—0,01 kWh/m^3 aer.

La alegerea tipului maşinii de flotaţie se au în vedere, atît considerentele economice, cît şi cele tehnologice. Flotarea cuprului în multe ţări se execută în maşini pneumatice şi Agitair. Flotarea minereurilor complexe, ce necesită scheme mai complicate cu recircuitări de produse medii, se execută în maşini mecanice tip Denver cu subaeraţie şi, în rare cazuri, în maşini M. S. şi Farenwald cu autoaeraţie.

Practic, alegerea tipului de maşină se face ţinîndu-se seamă de minereul ce se prelucrează.

Este necesar ca, pe lîngă maşinile mecanice, să se folosească şi cele pneumatice şi mecanopneumatice. Maşinile pneumatice au un consum redus de energie, însă se adaptează greu la alcătuirea circuitelor de flotare, iar maşinile mecanice permit alcătuirea celor mai complicate circuite de flotare, însă au un consum de energie mai mare cu 30—40% decît maşinile pneumatice. Construcţia maşinilor mecanopneumatice îmbină uşurinţa alcătuirii circuitelor de flotare cu consumul redus de energie, deoarece aeraţia obţinută prin intermediul suflantei cere consum redus de energie. Desigur că la maşinile mecanopneumatice se adaugă energia necesară pentru agitarea tulburelii, dar consumul total este mult mai mic decît în cazul maşinilor mecanice.

Începînd cu anul 1950 în U.R.S.S. au început lucrările de proiectare şi construcţie a maşinilor de flotaţie tip Mehanobr, care, într-un timp foarte scurt, au căpătat o largă răspîndire, iar în prezent toate uzinele de preparare sînt utilate cu asemenea maşini.

Maşina Mehanobr, pe lîngă ştutul de absorbţie, are distribuitorul prevăzut cu orificiul de recirculare a tulburelii. De asemenea, statorul este prevăzut cu orificii de recirculare.

Statorul prevăzut cu aripioare, precum şi folosirea orificiilor de recirculare a tulburelii, asigură aeraţia maximă, caratceristică acestui tip de maşină [2].

Exploatarea îndelungată a mașinii de flotație tip Mehanobr a arătat că dă rezultate bune, însă, în cazul flotării minereurilor cu concreșteri mari de minerale, rezultatele sînt mai puțin satisfăcătoare [3]. De asemena s-au constatat defecțiuni constructive și s-au luat măsuri de remediere a lor. Importante modificări constructive ale mașinilor de flotație Mehanobr a adus colectivul uzinei de preparare din Sihote-Alinsk, unde începînd cu anul 1952 s-au executat lucrări de îmbunătățire a funcționării mașinilor de flotație [1], [3].

Acest colectiv a arătat că mașinile de flotație Mehanobr au capacitate insuficientă; mașina nr. 5, cu volumul camerei 1,27 m³, nu permite să treacă prin ea decît volumul de tulbureală aferent unei capacități de 600 t/zi, iar mașina nr. 6 A, cu volumul camerei de 3,2 m³, permite un debit de tulbureală aferent unei capacități de 1 200—1 300 t/zi. La debite mai mari începeau deversările de tulbureală. Păstrarea unui grad mare de aerație este posibilă numai în cazul respectării distanței minime dintre rotor-stator și palete rotor-aripioare stator. Pe măsura uzurii și a măririi distanțelor, aerația scade de 3—4 ori.

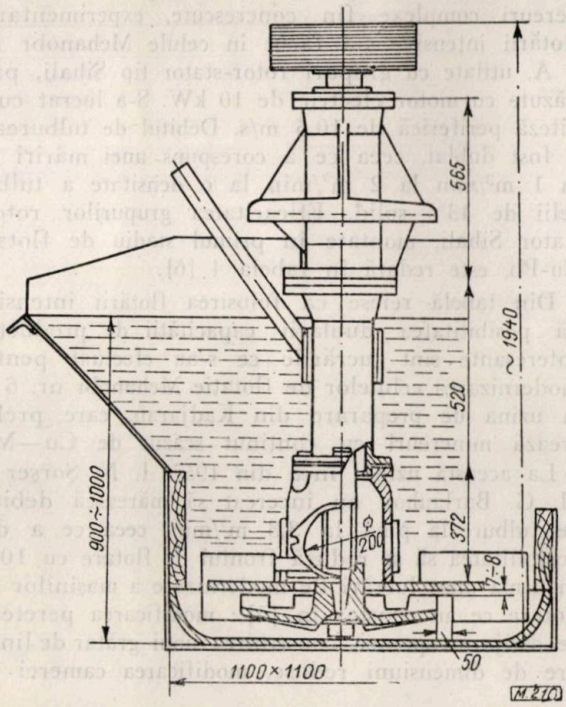


Fig. 1. Celula de flotare Sihali.

Constatîndu-se defecțiunile de mai sus, s-au început lucrările de modificare a mașinii de flotație Mehanobr 5 A, lucrări ce au constat din:

1. Viteza periferică a fost mărită pînă la 11,3 m/s, prin mărirea diametrului impelerului de la 530 mm la 600 mm, păstrîndu-se vechile dimensiuni ale camerei. Motorul electric cu puterea de 4,5 kW a fost schimbat cu un motor de 10 kW.

2. S-a introdus un impeler cu două trepte tip Sagatelov, cu șase palete interioare și 12 palete exterioare.

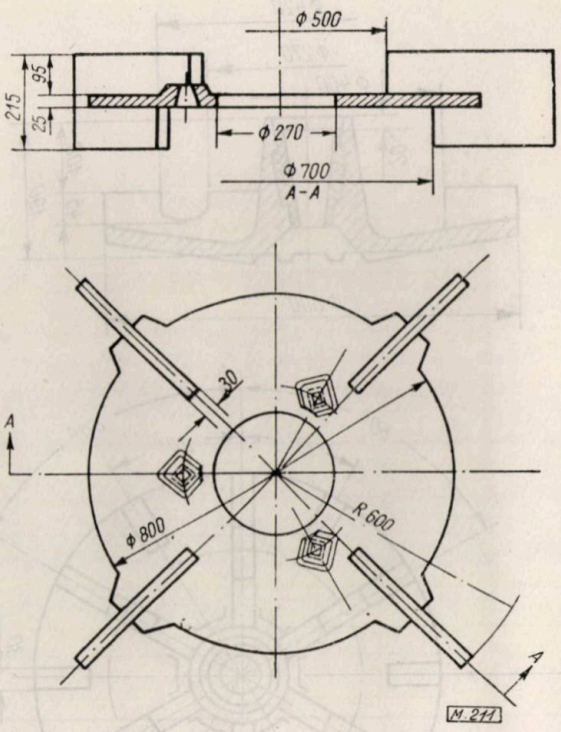


Fig. 2. Stator — celula Sihali.

3. Statorul timp Mehanobr a fost înlocuit printr-un disc cu diametrul de 800 mm, prevăzut cu patru aripi radiale de liniștire a tulburelii. În felul acesta acoperirea radială a impelerului este de 100 mm, iar distanța dintre impeler și aripi de liniștire este de 50 mm.

4. Pentru a permite debite de tulbureală mari, diametrul ștuțurilor de absorbție a fost mărit la 200 mm, iar dimensiunile camerei de evacuare a tulburelii au fost mărite cu 15%.

5. S-a prevăzut camera de evacuare a tulburelii la grupul de patru celule, ceea ce a dus la absorbția unui debit constant de tulbureală și la aerație constantă.

În urma executării acestor măsuri, mașina de flotație Mehanobr nr. 5 A a fost schimbată radical, iar noua mașină a fost denumită Sihali. Caracteristicile mașinii de flotație Sihali sînt redate în figurile 1, 2 și 3 [4].

Viteza periferică mare, împreună cu construcția în două trepte a imepelerului, a dat posibilitatea să se obțină o aerație de 70—120 cm³/aer pe 1 cm² suprafață de celulă pe minut, lucrîndu-se cu o tulbureală ce conținea 50% solid și cu finețea de măcinare de 38—50%, minus 200 ochiuri/țol.

Rezultatele încercărilor pe o perioadă de șase luni a anului 1958, precum și rezultatele încercărilor cu capacități diferite, sînt redate în tabelele 1 și 2 [3].

Comparînd datele cuprinse în tabelele 1 și 2, vedem că prin funcționarea cu debite mărite extracția de Pb a crescut cu 2,87%, iar cea de Zn cu 2,08%.

Experiența acumulată de uzina de preparare din Sihote-Alinsk a fost răspîndită și la alte uzine, ca:

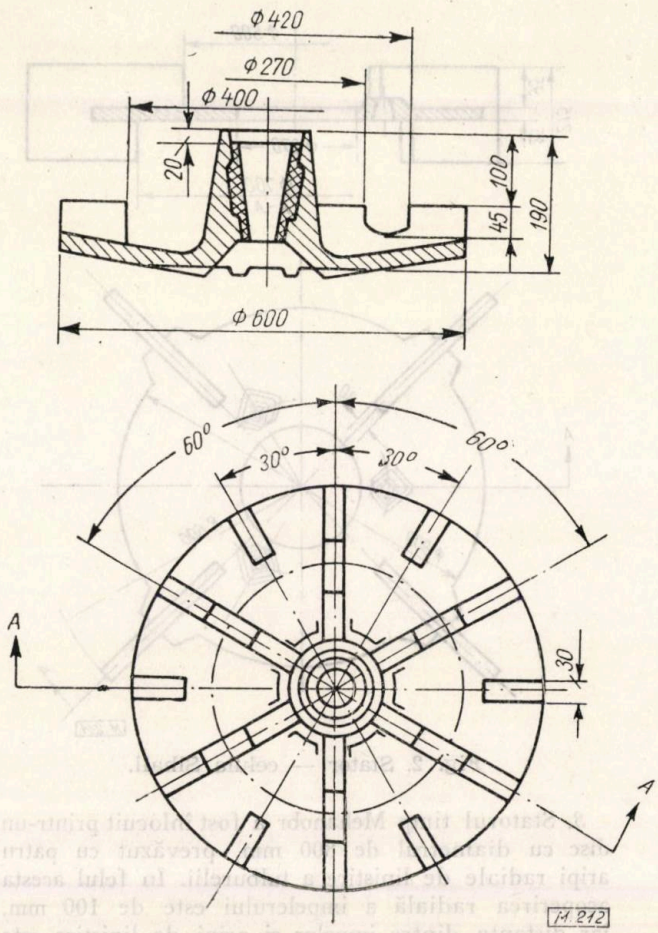


Fig. 3. Rotor — celula Sihali.

Tabela 1

Indici tehnologici obţinuţi în şase luni ale anului 1958 *

Nr. crt.	Denumirea produselor	Conţinut de metal, %			Extracţii de metal, %		
		Zn	Pb	Cu	Zn	Pb	Cu
1	Concentrat plumbos	4,00	74,16	1,06	2,29	91,09	14,24
2	Concentrat zincos	50,84	0,74	1,50	86,39	2,70	59,80

* Capacitatea secţiei de flotare utilată cu maşini Mehanobr nr. 5 A a fost de 500 t/zi. Regimul de lucru a fost obişnuit (revista Tvetnie metalli nr. 10/1959).

Zîrianovsk, Zolotusinsk, Kirovograd, Zlatoust, Salairsk, Djezkazgan etc.

Uzina de preparare din Kirovograd prelucrează minereu de Cu-Zn, iar flotaţia mineralelor se execută în maşini de flotaţie Kotleakov nr. 24, utilate cu grupuri rotor-stator tip Mehanobr.

Alimentarea acestor celule în circuitul de flotare a cuprului, cu un debit de tulbureală de 1,5—1,6 m³/min, ducea la deversări de tulbureală şi deranjări în procesul tehnologic. Acelaşi fenomen s-a observat şi în circuitul de flotare a zincului cu ajutorul maşinii de flotaţie Mehanobr nr. 5 A, unde deversările se observau la debite de tulbureală mai mari de 1,1—1,2 m³/min.

Executîndu-se unele modificări la maşinile de flotaţie, care au constat în: mărirea ştuţului de absorbţie de la 150 la 200 mm diametru şi mărirea dimensiunilor camerei de evacuare de la 75 x 500 mm la 130 x 500 mm, a devenit posibilă flotarea unui debit de tulbureală de 2,4—2,5 m³/min, cu obţinerea de rezultate satisfăcătoare [5]. Rezultatele încercărilor executate pe o perioadă de opt luni a anului 1960 sînt redate în tabela 3, comparativ cu rezultatele obţinute în anii precedenţi.

La uzina din Zolotusinsk, care prelucrează minereuri complexe fin concrescute, experimentarea flotării intensive s-a făcut în celule Mehanobr nr. 5 A, utilate cu grupuri rotor-stator tip Sihali, prevăzute cu motor electric de 10 kW. S-a lucrat cu o viteză periferică de 10,5 m/s. Debitul de tulbureală a fost dublat, ceea ce a corespuns unei măriri de la 1 m³/min la 2 m³/min la o densitate a tulburelii de 43% solid. Eficacitatea grupurilor rotor-stator Sihali, montate în primul stadiu de flotare Cu-Pb, este redată în tabela 4 [6].

Din tabelă reiese că folosirea flotării intensive dă posibilitatea dublării capacităţii de producţie. Interesante sînt lucrările ce s-au efectuat pentru modernizarea celulelor de flotaţie Mehanobr nr. 6 A la uzina de preparare din Kadjaran, care prelucrează minereuri cu conţinut scăzut de Cu—Mo.

La această uzină, încă din 1957, I. N. Şorşer şi M. G. Barlauhov au încercat să mărească debitul de tulbureală pînă la 3,3 m³/min, ceea ce a dat posibilitatea să se reducă frontul de flotare cu 10%. In urma unor lucrări de modernizare a maşinilor de flotare ce au constat în [7]: modificarea peretelui de dirijare a spumei, construirea unui grătar de liniştire de dimensiuni reduse, modificarea camerei de

Tabela 2

Funcţionarea secţiei de flotare cu capacitate mărită*

Minereu prelucrat, t/zi	Conţinut de metale în concentrat Pb, %			Conţinut de metale în concentrat Zn, %				Conţinut de metale în steril, %			Extracţii de metal, %		Timp de flotare, min
	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Fe	Zn	Pb	Cu	Pb	Zn	
1 600	3,35	74,60	1,45	51,52	0,51	1,45	8,92	0,40	0,10	0,04	94,1	91,0	11,6
1 800	2,98	76,49	0,84	52,41	0,50	1,45	8,04	0,50	0,13	0,04	94,1	89,3	10,2
1 831	2,90	75,95	1,21	50,89	0,60	1,32	9,75	0,51	0,11	0,04	93,6	89,7	9,9

* Secţia de flotare utilată cu aceleaşi celule Mehanobr nr. 5 A însă modificate pentru regimul de lucru intensiv.

evacuare a tulburelii etc. s-a reuşit să se reducă numărul de celule de la 44 la 28, ceea ce corespunde unei reduceri a frontului de flotare cu 36%, şi s-a putut asigura funcţionarea normală a celulelor Mehanobr nr. 6 A.

Răspîndirea metodei de flotare intensivă a dus la adaptarea celulelor tip Mehanobr pentru flotarea de debite de tulbureală mai mari. Astfel, la uzina

Tabela 3

Rezultate tehnologice ale flotării intensive la uzina din Kirovograd

Rezultate	1958	1959	8 luni din 1960
Conţinutul de metal în minereu, % :			
Cu	1,15	1,09	1,14
Zn	2,36	1,49	1,64
S	19,00	18,49	17,74
Extracţiile metalelor de bază în concentrate, %			
concentrat Cu	86,75	87,06	87,87
concentrat Zn	48,10	49,30	50,38
concentrat FeS_2	53,87	60,50	58,21
Conţinut de metale în concentrate, % :			
Cu	10,47	12,35	13,04
Zn	50,86	50,35	49,56
S	44,46	44,97	44,22

de preparare din Djezkazgan, care prelucrează minereu de cupru, au fost făcute în perioada martie—aprilie 1962 încercări de flotare a minereului în maşini de flotaţie Sihali cu volumul camerei de 3 m^3 şi maşini de flotaţie Mehanobr nr. 6 A cu volumul camerei de 3,2 m^3. La maşina Mehanobr s-a păstrat acelaşi grup rotor-stator, modificîndu-se doar diametrul ştuţului de absorbţie şi dimensiunile camerei de evacuare a tulburelii. Maşinile au fost montate în circuitul de flotare primară şi flotare de control, au fost alimentate de la acelaşi distribuitor de tulbureală, astfel încît minereul de alimentare a avut aceeaşi fineţe de măcinare, componenţă mineralogică şi densitate a tulburelii. Incercările s-au făcut cu debite de alimentare diferite : 1,6 ; 2,1 ; 2,5 ; 3,4 şi 4,8 m^3/min.

Rezultatele încercărilor efectuate sînt redate în tabelele 5 şi 6 [8]. Din încercări au rezultat :

1. Indicii tehnologi sînt asemănători.

2. Consumul de energie al maşinii Sihali este de două ori mai mare decît al maşinii Mehanobr nr. 6 A.

3. Debitul de aer pe cameră al maşinii Sihali este cu 30% mai mic decît al maşinii Mehanobr nr. 6 A.

4. Mărirea capacităţii maşinilor de flotare reduce timpul de flotare.

Ca debit optim de tulbureală în alimentare, pentru ambele maşini poate fi considerat debitul de 4,5 m^3/min. Mărirea în continuare a debitului de tulbureală alimentată nu reduce timpul de flotare. Micşorarea debitului scade eficacitatea funcţionării maşinilor şi duce la creşterea timpului de flotare.

Rezultatele obţinute pînă în prezent prin intensificarea procesului tehnologic de flotare a minereurilor demonstrează că este posibilă reducerea timpului de flotare prin mărirea debitului de tulbureală cu care se alimentează maşina de flotaţie. Ultimele încercări executate la uzina de preparare din Djezkazgan arată că, modificînd diametrul ştuţului de absorbţie şi dimensiunile camerei de evacuare a tulburelii, se poate asigura funcţionarea normală a celulei Mehanobr nr. 6 A cu un debit de tulbureală de 4,5 m^3/min.

Este de menţionat faptul că cercetătorii şi proiectanţii, pînă în prezent, nu au acordat importanţă suficientă factorului „debit de alimentare cu tulbureală m^3/min", din care cauză la unele uzine frontul de flotare a fost mult mărit. Posibilitatea reducerii timpului de flotare este interpretată diferit de către specialişti. Colectivul uzinei din Sihote-Alinsk consideră că mărirea debitului de tulbureală poate mări capacitatea secţiei de flotare de 2,5 ori, iar V. A. Rundkvist consideră că se poate mări de 1,25 ori în comparaţie cu debitele de tulbureală fixate pentru uzine [9]. Incercările executate la uzina din Djezkazgan arată că limitele de capacitate de 1,5—3,5 m^3/min pentru maşina Mehanobr nr. 6 A au fost mărite pînă la 4,5 m^3/min.

Tabela 4

Date comparative ale flotării după regim de lucru obişnuit şi intensiv obţinute la uzina de preparare din Zolotuşinsk *

Debit de tulbureală, %	Regim de flotare	Conţinut de metal în comparaţie cu regimul obişnuit			Concentrat Cu-Pb						
					V. %	Conţinut, %			Extracţie de metal, %		
		Cu	Pb	Zn		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
100	obişnuit	100	100	100	0,95	3,94	50,02	8,06	1,86	20,6	1,32
100	intensiv	100	100	100	2,35	4,38	44,08	8,89	4,83	40,2	2,82
200	intensiv	90,7	78,0	83,2	1,78	4,78	34,18	8,28	5,00	29,54	2,66

* Datele se referă la primul stadiu al circuitului de flotare Pb-Cu prevăzut cu celule Mehanobr nr. 5 cu volumul total al camerei de 1,27 m^3 şi dimensiuni L × B × I = 1 100 × 1 100 × 1 000 mm. Debitul 100% reprezintă 1 m^3/min de tulbureală în alimentarea circuitului, alimentare obişnuită, iar debitul de 200% care reprezintă 2 m^3/min tulbureală, s-a folosit la încercările de flotare intensivă. La flotarea intensivă s-au folosit grupuri rotor-stator tip Sihali cu următoarele dimensiuni : diametrul rotorului 530 mm, viteza periferică a rotorului 10,5 m/s diametrul statorului 700 mm, orificiul de recircuitare în distribuitor cu suprafaţa de 90 cm^2. Conţinutul de metal din minereu este dat în %, în comparaţie cu regimul de lucru obişnuit cu debit de 100%, în care conţinutul de metale este considerat drept 100. Astfel, pentru regimul de lucru cu debit de 200% conţinuturile vor reprezenta 90,7% Cu, 78,0% Pb, 83,2% Zn din conţinuturile ce au existat pentru funcţionare cu debit de tulbureală 100%.

Tabela 5

Indicii tehnologici ai funcţionării maşinilor de flotare Mehanobr nr. 6 A şi Sihali obţinuţi cu diferite debite de alimentare cu tulbureală în m^3/min la uzina de preparare din Djezkazgan în perioada martie — aprilie 1962

Capacitatea maşinilor în m^3/min tulbureală alimentată	Numărul camerelor maşinii de flotaţie	Mehanobr nr. 6 A		Sihali	
		Conţinut de Cu în concentrat, %	Extracţie de Cu în concentrat, %	Conţinut de Cu în concentrat, %	Extracţie de Cu în concentrat, %
1,6	1— 4	14,32	75,70	13,20	75,30
	5— 8	5,54	9,05	5,60	7,77
	9—10	2,61	2,87	4,38	4,20
	11—14	1,70	5,14	2,14	5,17
	15—18	1,36	1,58	1,38	2,10
	19—22	1,05	1,21	1,13	1,04
	1—22	7,17	95,55	7,43	95,58
2,1	1— 4	16,60	73,80	14,60	75,00
	5— 8	6,74	11,90	6,97	7,80
	9—10	4,32	2,04	6,22	4,52
	11—14	2,61	3,39	2,70	3,42
	15—18	2,24	2,26	2,00	2,75
	19—22	1,59	0,90	1,32	0,51
	1—22	9,85	94,29	9,33	94,00
2,5	1— 4	16,40	76,30	15,90	76,40
	5— 8	7,55	10,80	8,30	9,02
	9—10	5,00	1,80	5,65	2,93
	11—14	3,15	2,87	3,45	3,48
	15—18	2,65	2,45	2,47	2,60
	19—22	1,84	0,80	1,70	0,72
	1—22	10,90	95,02	10,70	95,15
3,4	1— 4	15,00	69,80	13,30	67,90
	5— 8	6,09	13,20	6,00	16,20
	9—10	4,24	2,71	4,40	2,88
	11—14	2,35	4,61	2,40	4,48
	15—18	1,96	2,71	1,54	2,64
	19—22	1,02	0,97	1,08	0,78
	1—22	8,00	94,00	7,35	94,88
4,8	1— 4	20,70	68,80	18,50	68,00
	5— 8	8,90	12,90	9,90	11,70
	9—10	5,02	2,58	5,83	4,18
	11—14	3,44	4,59	3,86	5,50
	15—18	2,41	2,03	2,28	2,19
	19—22	1,60	1,51	1,63	0,99
	1—22	11,10	92,41	10,80	92,56

Viteza de flotare depinde de următorii factori:

1. Proprietăţile de flotare ale particulelor minerale (supuse acţiunii reactivilor), care determină probabilitatea aderării lor la bulele de aer.

2. Caracterul absorbţiei aerului în tulbureală, cantitatea de aer şi gradul de dispersie, dimensiunile şi concentrarea particulelor, viteza de agitare, care determină posibilitatea contactului particulelor minerale cu limita de separare aer-lichid.

3. Factorii care determină procesele ce au loc în stratul de spumă.

Schimbarea debitului de tulbureală poate avea influenţă asupra factorilor enumeraţi la punctul 2 şi anume:

1. Mărirea debitului de tulbureală nu poate influenţa esenţial asupra caracterului mişcării particulelor, bulelor de aer şi apei în camera de flotaţie, deoarece mişcarea tulburelii, ca rezultat al agitării, este cu mult mai intensivă decît mişcarea suplimentară rezultată în urma măririi debitului de tulbureală (de exemplu, viteza mişcării lichidului la periferia rotorului este de 8—9 m/s, pe cînd viteza deplasării orizontale în lungul camerei este de 1—3 m/min sau 0,016—0,05 m/s).

2. Debitul de tulbureală poate influenţa asupra cantităţii aerului absorbit de maşina de flotaţie mecanică. Prin admisia tulburelii prin ştuţ, mărindu-se cantitatea de tulbureală, debitul de aer creşte pînă la o valoare maximă, apoi începe să scadă.

De aceea mărirea debitului de tulbureală pînă la anumite limite duce la mărirea vitezei de flotare. În celulele ale căror distribuitoare sînt prevăzute cu orificiu de recirculare a tulburelii, care asigură o aeraţie maximă prin mărirea debitului de tulbureală aeraţia poate rămîne constantă.

3. Debitul de tulbureală poate influenţa asupra concentrării de particule minerale în cameră. Mărindu-se debitul de tulbureală, concentraţia de particule minerale în camera maşinii de flotaţie creşte.

O. S. Bogdanov [9] arată că, menţinîndu-se constante condiţiile hidrodinamice în cameră (debit constant de aer, mărimea bulelor de aer etc.), prin mărirea debitului de tulbureală se poate reduce timpul de flotare doar pînă la timpul necesar flotării în celula de flotaţie cu funcţionare discontinuă. Reducerea timpului de flotare peste această limită duce la pierderi de metale în sterilul flotaţiei.

În procesul de flotare intensivă a minereurilor, în afară de factorul aerohidrodinamic al procesului, o mare importanţă o au factorii fizico-chimici, alegerea justă a reagenţilor de flotaţie. Intensitatea procesului depinde de consumul de reactivi. Consumul exagerat de anumiţi reactivi activanţi (Na_2S, $CuSO_4$) poate scădea intensitatea flotării şi extracţia de metal în concentrat (plusul de Na_2S depresează mineralele, iar plusul de $CuSO_4$ reduce concentraţia activă de colector din tulbureală şi înrăutăţeşte spumarea). Uneori consumul mare de var (pH ridicat) în circuitele de flotare a zincului duce la creşterea pierderilor de zinc în steril.

Folosirea raţională a frontului de flotare depinde de repartizarea dozajului de reactivi.

Pentru aceasta, în multe cazuri este necesar ca, chiar la începutul procesului de flotare, să se dozeze 70—90% din reactivii activanţi, colectori, spumanţi. Adiţia unui dozaj prea mare din reactivii menţionaţi, spre sfîrşitul operaţiei de flotare, duce la scăderea intensităţii operaţiei şi la consum inutil de reactivi.

La consfătuirea care a avut loc la Moscova în perioada 17—24 septembrie 1962 au fost scoase în evidenţă rezultatele obţinute în modernizarea, perfecţionarea şi intensificarea funcţionării maşinilor de flotaţie.

S-a menţionat că, în afară de perfecţionarea construcţiei maşinilor mecanice, trebuie să se acorde o deosebită atenţie maşinilor pneumatice şi mecano-

Tabela 6

Consumul de energie şi debitul de aer absorbit de celulele maşinilor Mehanobr nr. 6 A şi Sihali la diferite debite de alimentare

Debitul de tulbureală alimentată, m³/min	Mehanobr nr. 6 A			Sihali		
	Debitul mediu de aer pe cameră m³/min	Consumul mediu de energie, kW		Debitul mediu de aer pe cameră, m³/min	Consumul mediu de energie, kW	
		în camera cu absorbţie prin ştuţ	în camera cu absorbţie numai prin recircuitare		în camera cu absorbţie prin ştuţ	în camera cu absorbţie numai prin recirculare
1,6	2,40	7,4	8,1	1,59	14,7	14,3
2,1	2,44	7,6	8,7	1,78	17,6	15,7
2,5	2,49	7,8	8,9	1,77	20,0	16,8
3,4	2,41	8,8	8,4	1,72	18,6	16,4
4,8	2,32	9,4	8,0	1,55	20,3	16,1

pneumatice, pentru a se crea posibilitatea alegerii tipului maşinii de flotaţie în funcţie de caracteristicile minereului ce urmează a se prelucra. Consfătuirea a scos în evidenţă meritul ce aparţine colectivului uzinei din Sihote-Alinsk în iniţierea metodei de flotare intensivă, precum şi rezultatele economice importante ce se obţin prin folosirea acestei metode de lucru.

În ţara noastră, în uzinele de preparare a minereurilor au fost luate unele măsuri de mărire a vitezei de flotare, ca : mărirea turaţiei rotoarelor, legarea în serie a maşinilor de flotaţie etc. Cu toate acestea, celulele de flotaţie constituie o mare rezervă de mărire a capacităţilor de producţie, deoarece în prezent capacitatea lor nu totdeauna este utilizată la maximum. Astfel, celulele mecanice cu volumul camerei de 1 m³ lucrează cu un debit de tulbureală de aproximativ 0,5 m³/min, iar celula cu volumul camerei de 2,8 m³ lucrează cu un debit de aproximativ 1,2 m³/min.

În unele uzine, aceste debite ale celulelor sînt chiar mai reduse. Dacă ţinem seamă de experienţa acumulată în Uniunea Sovietică, rezultă că, executîndu-se anumite modificări constructive, celulele de 1 m³ tip IPROMIN sau Jazbereny şi celulele de 2,8 m³ tip IPROMIN pot funcţiona cu debite de tulbureală de 1,5 m³/min şi respectiv 3,6 m³/min, ceea ce corespunde unei măriri cu 200% a capacităţilor de producţie existente.

La exploatarea minieră Baia-Borşa, modificîndu-se pereţii camerei de evacuare a celulei de 2,8 m³ tip IPROMIN, s-a dublat debitul de tulbureală, dublîndu-se deci şi capacitatea secţiei utilate cu asemenea celule şi s-au scos din producţie 52 celule de 1 m³ şi trei agitatoare, aducîndu-se economii de peste două milioane lei anual şi anume :

1. Reducerea consumului de reactivi :
— flotanol de la 35 la 17 g/t ;
— xantat de la 650—474 g/t ;
— fozocresol de la 166—113 g/t ;
— cianura de sodiu de la 34—17 g/t ;
— sulfat de zinc de la 606—500 g/t ;
— var de la 2 497—2 284 g/t ;
— carbonat de natriu 450 g/t ;
— sulfat de cupru 621—420 g/t.

Valoarea economiei anuale, circa 600 000 lei.

2. Reducerea consumului specific de energie (prin scoaterea din funcţiune a 52 celule de 1 m³, pompă de vid, filtre, suflante). Consumul scade de la 52,6 kWh/t la 39,2 kWh/t.

Valoarea economiei anuale, circa 1 060 000 lei.

3. Reducerea consumului de piese de schimb şi materiale (rotoare şi statoare celule, funduri, pereţi celule, rulmenţi, curele trapezoidale etc.).

Valoarea economiei anule circa 240 000 lei.

4. Reducerea manoperei :

Prin scoaterea din funcţiune a celor 52 de celule de flotaţie devin disponibili : 8 lăcătuşi, 10 celulari şi vagonetari.

Valoarea economiei anuale, circa 180 000 lei.

5. Economii la analize (prin reducerea numărului de probe) circa 50 000 lei.

Total economii anuale 2 130 000 lei.

Este necesar ca experienţa flotării intensive să capete o largă răspîndire în ţara noastră. Pentru aceasta trebuie să se execute următoarele modificări constructive :

1. Să se mărească diametrele ştuţurilor de absorbţie ale celulelor de 1 m³ pînă la 180—200 mm, iar la celulele de 2,8 m³ pînă la 250 mm.

2. Să se mărească dimensiunile camerei de evacuare a tulburelii.

3. Distribuitoarele celulelor să fie prevăzute cu orificii reglabile pentru recirculaţia tulburelii.

În instalaţiile unde mai există circuite de flotare paralele este necesar să se treacă la circuite de flotare în serie.

Pe măsura posibilităţilor trebuie să se încerce folosirea camerei de evacuare a tulburelii la grupuri de 2—4 celule. Acest lucru devine realizabil numai atunci cînd distribuitoarele vor fi prevăzute cu orificii de recircuitare reglabile şi cînd alimentarea cu tulbureală a rotorului se va face prin acest orificiu. Aceasta duce la o aeraţie constantă a tulburelii.

O mare atenţie trebuie îndreptată spre mărirea duratei de funcţionare a pieselor de schimb. În U.R.S.S. s-au obţinut rezultate remarcabile prin cauciucarea pieselor de schimb cu soluţie 8 LTI după tehnologia recomandată de Institutul Mehanobr-Leningrad.

Avîndu-se în vedere marea importanţă a folosirii la maximum a capacităţii utilajelor de flotaţie,

încercările de introducere a flotării intensive trebuie executate de colective de specialişti care să îmbine măsurile de remedieri constructive cu alegerea justă a regimului de reagenţi, asigurarea debitului de tulbureală etc. Aceste încercări trebuie să ţină seamă de particularităţile minereurilor ce se prelucrează.

Bibliografie

[1] Sumkov, O. A. şi Kurbetiev, G. N. *Skorostnaia flotaţiia-puti k ispolzovaniu rezervov v uvelicenii i dobîce ţvetnîh metallov.* În : Ţvetnîe metallî, nr. 8, 1962.

[2] Rundkvist, V. A. *Rezultatî osvoienia novîh tipov flotaţionnîh maşîn i zadaci ih dalneişevo soverşenstvovania.* În : Ţvetnîe metallî, nr. 9, 1961.

[3] Sumkov, O. A. *Metod skorostnoi flotaţii, puti evo prakticeskovo primenenia i dalneişevo soverşenstvovania.* În : Ţvetnîe metallî, nr. 10, 1959.

[4] *** *S.N.H. Primorskovo ekonomicescovo administrativnovo raiona Ţ.B.T.I. Prospekt na scorostnuiu flotaţionnuiu maşinu Sihali,* Vladivostok, 1961.

[5] Kulikov, L. D. şi Homullo, N. K. *Ispîtaniia flotomaşinî Sihali na Kirovogradskoi fabrike.* In : Ţvetnîe metallî, nr. 1, 1961.

[6] *** *Tezisî dokladov soveşciania po opitu intensifikaţii rabotî, modernizaţii i soverşenstvovania konstrukţii flotaţionnîh maşin.* Moskva, 1962.

[7] Luţenko, V. I. *Kompleks reguliruiuşcih prisposoblenii dlea normalizaţii rabotî flotomaşinî Mehanobr 6-A.* În : Ţvetnîe metallî, nr. 5, 1961.

[8] Larionov, L. A. şi Sestakov, L. Ia. *Sravnitelnie ispitania flotaţionnih maşin Mehanobr 6-A i Sihali na Djezkazganskoi obogatitelnoi fabrike.* In : Ţvetnîe metallî, nr. 8, 1962.

[9] Bogdanov, O. S., Kizevalter, B. V. şi Hainman, B. Ia. *O vliianii skorosti potoka pulpî vo flotaţionnîh maşinah na vremea flotaţii.* În : Ţvetnîe metallî, nr. 7, 1961.

Problema zăcămintelor metalifere regenerate*

Ing. R. Dimitrescu

Una din noţiunile create recent, de către ştiinţa zăcămintelor metalifere, este cea a regenerării (rejuvenării) lor. Modul nou de a aborda problemele de geneză a zăcămintelor de minereuri prezintă un progres, el putînd duce la o înţelegere mai profundă a fenomenelor geologice de această natură. Trebuie însă menţionată şi existenţa unor exagerări tinzînd să atribuie o prea mare generalitate procesului de regenerare.

Prin regenerarea unui zăcămînt metalifer se înţelege remobilizarea sa parţială sau totală de către soluţii, în timpul unei faze tectonice ulterioare momentului depunerii sale primordiale, remobilizare urmată de o redepunere. Pentru orice zăcămînt metalifer cu caractere hidrotermale se va pune astfel întrebarea dacă el provine dintr-un proces primar de depunere sau din regenerarea unui alt zăcămînt, fie el metalifer, sedimentogen sau tot de afiliaţie magmatică.

Bazele unei clasificări a zăcămintelor, ţinînd seama de fenomenul regenerării şi de principiul geotectonic, au fost puse de H. Schneiderhöhn în 1952 [7].

În U.R.S.S. a fost publicată în 1957 o culegere de traduceri din literatura străină dedicată zăcămintelor metalifere regenerate [10]. S-au publicat de asemenea, discuţii purtate în jurul acestei probleme în reviste şi publicaţii de specialitate (Zeitschrift für Angewandte Geologie,. R.D.G.). În 1960, J. Losert a publicat la Praga o lucrare mai amplă avînd acelaşi obiect [6]. De asemenea, J. Ilavsky a publicat această teorie la Carpaţii nordici (Slovacia), într-o comunicare ţinută la cel de-al V-lea Congres Carpato-Balcanic.

Pe scurt clasificarea genetică elaborată de N. Schneiderhöhn în 1952 [7] este următoarea :

I. Zăcăminte metamorfice în scuturile vechi precambriene.

II. Zăcăminte magmatice normale în orogene primordiale.

III. Zăcăminte regenerate :

1) Zăcăminte regenerate epirogenetic.

2) Zăcăminte regenerate alpinotip :

a) regenerare pur tectonică (+ metamorfică) ;

b) regenerare pseudomagmatică (+ palingenetică).

Zăcămintele regenerate epirogenetic sînt rezultatul unei tectonici de tip „saxonic", prin depunerea pe fracturi în formaţiunile de cuvertură a produselor de remobilizare a unor zăcăminte preexistente într-un etaj structural inferior. Asemenea zăcăminte, formate în urma „cratonizării" unor orogene varistice, sînt după H. Schneiderhöhn, cele de Pb — Zn din Tunisia, Algeria şi Maroc, cele din Silezia şi cele din Mississippi.

Dintre zăcămintele regenerate alpinotip, celor pseudomagmatice, H. Schneiderhöhn le atribuie o mare generalitate. Pornind de la principiul că singurul orogen producător de zăcăminte magmatice normale de pe glob ar fi cel hercinic (cu excepţia Americii de Nord unde ar mai exista un al doilea orogen „metalifer" primar, cel nevadic-laramic), acest autor consideră că toate zăcămintele legate de magmatismul sinorogen şi de vulcanismul subsecvent din America de Sud, Carpaţi, Dinarici, Balcani, Japonia şi Indonezia s-ar încadra în acest tip. Acest punct de vedere extrem a fost criticat de

* Se supune discuţiei.

cercetători sovietici (V. I. Smirnov), germani (A. Cissarz), cehoslovaci (C. Varcek) ş.a. Autorul acestui articol şi-a exprimat îndoiala în această privinţă încă în 1959 [1]. Implicaţiile acestui punct de vedere sînt însă mai mult de ordin teoretic şi general şi în relaţie mai puţin directă cu practica geologică.

Cazul zăcămintelor regenerate alpinotip pe cale pur tectonic (eventual şi metamorfică) este cel care ne va reţine îndeosebi atenţia, dat fiind că aici ipoteza regenerării îşi poate da toate roadele în condiţiile concrete din ţara noastră. H. Schneiderhöhn caracterizează această grupă de zăcăminte ca apărînd în orogene mai tinere cu magmatism sinorogen şi vulcanism subsecvent slab dezvoltate. Prin prelucrarea unor zăcăminte primare din fragmentele orogenice mai vechi regenerate (în sensul tectonic), începe o remobilizare a minereurilor care poate merge de la o simplă deformare pînă la o reantrenare, totală de către soluţii apoase. Caracterele zăcămintelor regenerate formate prin depunerea din aceste soluţii secundare ar fi : paragenezele mai însărăcite, mai flue (fără tipuri bine precizate), uneori chiar contradictorii, control structural (legătură genetică cu linii tectonice), absenţa unui magmatism clar asociat. Zăcămintele alpine se încadrează în acest tip.

Admiterea procesului de regenerare a dus la clarificarea genezei unui număr de zăcăminte din diverse regiuni ale globului. O tendinţă pronunţată de regenerare o prezintă zăcămintele de uraniu : o dată existent un zăcămînt primar în fundamentul vechi, probabilitatea apariţiei unor zăcăminte secundare, fie sedimentare, fie pseudohidrotermale în etajele structurale superioare va fi destul de ridicată.

În R.P.R. au fost publicate, pînă în prezent, puţine lucrări în care geneza unor zăcăminte să fie explicată din acest punct de vedere. Se cuvine să menţionăm că Şt. Ghika-Budeşti [4] a analizat, încă din 1953, în mod independent de literatura străină, geneza zăcămîntului de sulfuri de la Curăţelu (Rodna Veche) ; după părerea sa, depunerea mineralizaţiei în zăcămintele actuale din acest punct, reprezintă un proces hidrotermal, dar nici sulfurile, nici apa n-ar fi endogene. Sulfurile nu au provenit dintr-o diferenţiere magmatică ci printr-o colectare a elementelor thiofile care iniţial erau mai mult sau mai puţin dispersate în complexul cristalin sedimentogen. Antrenarea lor se datoreşte venirilor de lave andezitice neogene.

O importanţă cu totul deosebită pentru problema pe care o discutăm, o are lucrarea lui V. Ianovici, D. Giuşcă, V. Stiopol şi L. Măzăraru asupra zăcămîntului de sulfuri de la Gemenea [5].

După cum rezultă din studiul geologic şi fiziografic, acest zăcămînt de sulfuri polimetalice are caractere hidrotermale, deosebindu-se de alte iviri similare din apropiere. Dat fiind că în regiune lipsesc fenomene magmatice post-cristaline, autorii presupun că mineralizaţiile sînt hidrotermale-secundare, născute prin mobilizarea unor zăcăminte sedimentogene, de tipul celor cunoscute în cristalinul Carpaţilor Orientali, în timpul unor dislocaţiuni ulterioare. Această lucrare cuprinde, după părerea noastră, cheia înţelegeri procesului de mineralizare cu sulfuri şi zonei cristaline din Carpaţii Orientali. Intr-adevăr, în privinţa genezei acesor zăcăminte s-au emis pe măsura înaintării prospecţiunilor şi studiilor geologice o serie de păreri contradictorii. O parte din cercetători, relevînd asociaţia constantă de roci în care se găsesc localizate concordant o mare parte a lentilelor mineralizate (şisturi cloritoase, şisturi grafitoase şi porfiroide), au susţinut originea sedimentogenă a zăcămintelor. Alţii, pe considerentul provenienţei porfiroidelor din lave şi tufuri acide metamorfozate şi pe baza unor parageneze caracteristice au afirmat origina lor hidrotermală. O părere intermediară au adoptat Şt. Ghika [4] şi C. Gheorghiu [3] cărora s-a raliat şi R. Dumitrescu [2], în sensul unei origini exhalative (sedimentar-vulcanogene).

Aproape toţi cercetătorii nu au pus la îndoială vechimea şi caracterul metamorfozat al zăcămintelor. Foarte recent însă, M. Socolescu [8] a adus argumente în favoarea unei origini hidrotermale mai noi, şi anume mezocretacice a aceloraşi mineralizaţii, legîndu-le de un bazin magmatic (sau batolit) al Carpaţilor Orientali care nu ar apărea la suprafaţă (filoane lamprofirice ar fi legate de acesta). O dovadă categorică a caracterului hidrotermal şi a vîrstei post-triasice a unor mineralizaţii de baritină, cu sulfuri asociate, a fost adusă de Fl. Tănăsescu şi G. Pitulea [9] pentru zăcămîntul descoperit de ei înşişi la Ostra.

După cum am menţionat mai sus, considerăm că singurul mod de a rezolva problema rezultată din atîtea interpretări contradictorii, întemeiate însă toate pe date de teren şi pe cercetări amănunţite este adoptarea ipotezei regenerării, în timpul mezocretacicului a unor zăcăminte vechi metamorfozate. Singurul element pe care l-am nega astfel ar fi ipoteticul bazin magmatic ascuns de vîrsta mesocretacică. Ne-am încadra, după clasificarea lui H. Schneiderhöhn, în grupa zăcămintelor regenerate alpinotip, pe cale pur tectonică, care se întîlnesc tocmai în cazul orogenelor cu magmatism sinorogen şi vulcanism subsecvent slab dezvoltate.

Acest ultim detaliu cere însă o clarificare.

În Carpaţi sînt cunoscute manifestări ample ale unui vulcanism subsecvent, reprezentat prin erupţiunile neogene, care urmează celor banatitice, considerate de majoritatea cercetătorilor tot ca subsecvente. Studiile geotectonice au dovedit însă, faptul că în Carpaţi, sub denumirea de orogeneză alpină au fost înglobate două cicluri tectonice succesive : cel mezozoic (cretacic) şi cel cenozoic (neogen). I. Popescu-Voiteşti a subliniat acest fapt ; H. Stille a separat „dacidele" de „moldavide" şi acelaş punct de vedere a fost adoptat de colectivul de redacţie al hărţii tectonice a R.P.R.

Este cazul să se separe în Carpaţi orogeneza yenşanică (după termenul introdus de H. Becker primul care a separat mezozoidele din Asia de est) de cea alpină propriu-zisă. Această distincţie ar permite şi explicarea simplă a apariţiei a două faze de

vulcanism subsecvent, cea banatitică şi cea neogenă : fiecare din cele două orogeneze şi-ar avea vulcanismul său subsecvent, ambele fiind lipsite de magmatism sinorogen.

Pentru ciclul yen-şanic („dacide"), care se manifestă în Carpaţii Orientali prin încălecările mezocretacice ale cristalinului peste zona internă a flişului şi eventual prin cele ceva mai tîrzii ale pînzei interne superioare peste cea inferioară, vulcanismul subsecvent banatitic, cu zona de apariţie în Banat şi Munţii Apuseni este un fenomen cu totul îndepărtat. Ne putem astfel considera efectiv în cazul prevăzut de H. Schneiderhöhn şi ipoteza regenerării zăcămintelor nu vine după părerea noastră, în contradicţie cu datele de observaţie.

Bibliografie

[1] Dimitrescu, R. *Magnetism, tectonică şi metalogeneză în Carpaţii Romîneşti*, Revista Minelor, vol. X, nr. 3, 1959.
[2] Dimitrescu, R. *Provincii şi epoci metalogenetice în R.P.R.* Revista Minelor, vol. XII, nr. 6, 1961.
[3] Gheorghiu, C. *Consideraţii asupra genezei unor acumulări de sulfuri metalice în şisturile cristaline din R.P.R.* Analele Univ. „C. I. Parhon", ser. Şt. Naturale, Bucureşti, nr. 19, 1958.
[4] Ghika, Şt. *Procese geologice fizico-chimice şi metalogenetice din Munţii Rodnei.* Comitetul geologic, D.d.s. XII (1952—1954), Bucureşti, 1957.
[5] Ianovici, V., Giuşcă, D., Stiopol, V. şi Măzăraru, L. *Studiul fiziografic al zăcămîntului de sulfuri polimetalice de la Gemenea.* Analele Univ. „C. I. Parhon", ser. Şt. Naturale, Bucureşti, nr. 16, 1957.
[6] Losert, J. *Problem regenerovaných lozisek.* Praga, 1960.
[7] Schneiderhöhn, H. *Genetische Lagerstättengliederung auf geotektonischer Grundlage*, N.Jb. Min., Mh., Stuttgart, 2—3 1952.
[8] Socolescu, M. *Observaţii asupra metalogenezei şi zonalităţii în provinciile metalogenetice ale Carpaţilor Orientali şi Baia-Mare.* Revista Minelor, vol. XII, nr. 1, 1961.
[9] Tănăsescu, Fl. şi Pitulea, G. *Consideraţii asupra mineralizaţiilor de baritină de la Ostra.* Revista Minelor, vol. XIII, nr. 6, 1962.
[10] *** *Reghenerirovanniie rudniie mestorojdeniia I.I.L.*, Moscova, 1957.

Consideraţii asupra minereurilor fosfatice de pe teritoriul R.P.R.

Geolog Ene Iulian

Dezvoltarea diferitelor ramuri ale economiei naţionale au marcat în activitatea geologică o nouă orientare, legată atît de cerinţele imediate cît şi de dezvoltarea programului economic de perspectivă pentru o varietate mare de substanţe minerale utile. Astfel, în ultimii ani, a început cercetarea sistematică a unor substanţe minerale, menite să asigure cerinţele industriei chimice şi ale agriculturii în plină dezvoltare. Printre aceste substanţe se numără şi fosforitele sau rocile fosfatice, alcătuite în total sau în majoritate din minerale fosforoase. Principalul constituent chimic al acestora este pentaoxidul de fosfor (P_2O_5).

Fosforul este un constituent minor al litosferei, care spre deosebire de celelalte elemente înrudite, apare întotdeauna sub formă de mineral.

Cea mai mare parte a fosforului apare în apatită, fiind legat de fluorapatită [$Ca_5F(PO_4)_3$], ca cel mai comun constituent al grupului de apatită, cunoscut în natură. Numai o mică parte din element se întîmplă să se găsească în alţi fosfaţi minerali, aceştia prezentînd o importanţă minoră, mulţi dintre ei fiind numai curiozităţi mineralogice. Unii dintre aceştia prezintă un interes special, cum sînt monazitul $Ce(PO_4)$ şi xenotimul $I(PO_4)$, care conţin 25—35% P_2O_5, fiind în acelaşi timp şi surse principale de pămînturi rare.

Mineralele secundare de fosfat au luat naştere din soluţii fosfatice, cum ar fi colofanita, dahlitul, pyromorfitul, vivianitul şi un număr de minerale purtătoare de uraniu (torbernitul).

În circuitul fosforului la suprafaţa scoarţei organismele reprezintă principalul agent în fixarea acestui element din soluţii.

Ciclul sedimentar al fosforului este foarte interesant. După dizolvarea sa din roca primară, o parte se încorporează în sol, din care este extras de către plante, iar acestea sînt mai departe introduse în corpul animalelor, care elimină fosforul formînd depozite importante. Acestea, la rîndul lor, pot fi redizolvate şi transportate în bazine marine, unde fosforul este depozitat prin acţiunea vieţuitoarelor, încorporat în sedimente şi apoi redat uscatului în urma unei eventuale exondări, după care poate să înceapă un nou ciclu.

Depozitele de fosfaţi de cea mai mare importanţă cantitativă, servind ca sursă principală de fosfat folositor omului, sînt acelea formate prin precipitaţia din apa mării — fosforiţii. Se găsesc în cîteva formaţiuni geologice şi sînt cîteodată concentraţi în cantităţi enorme. Cei mai cunoscuţi se găsesc în U.R.S.S., Anglia, Maroc, Algeria, Tunisia şi S.U.A.

Pe teritoriul R.P.R. concentraţii de importanţă economică nu sînt cunoscute pînă în prezent, însă

cercetările geologice efectuate în ultimii ani au pus în evidență unele roci sedimentare și eruptive cu conținuturi de P_2O_5. Aceste concentrații minerale au făcut obiectul unor lucrări geologice de cercetare preliminară, cu ajutorul cărora s-au determinat structuri cu rezerve importante. Printre acestea se pot cita orizonturile fosfatate din cretacicul Dobrogei de sud, microconglomeratele grezoase de vîrstă carbonifer-superioară, de pe structura Frumosu-Banat și rocile ultrabazice de la Jolotca-Ditrău.

În cele ce urmează vom prezenta cîteva informații de ordin geologic asupra rocilor cu fosfați din subsolul țării noastre.

I. Concentrații de fosfor în formațiuni sedimentare

1. Dobrogea de sud. În această regiune orizonturile cu minerale fosfatice caracterizează cretacicul (Macovei G., 1911) fiind legate de ușoarele discordanțe ce se constată și în formațiunile platformei, ca urmare a mișcărilor tectonice mari din zonele geosinclinale. Ceva mai tîrziu, M. Chiriac recunoaște prezența fosforitelor în baza albianului, cenomanianului, turonianului și senonianului, propunînd lucrări de explorare preliminară a fosforitelor din cenomanianul de pe Valea Peștera, ca fiind cele mai importante.

În această zonă fosforitele sînt legate de faciesurile grosiere și conțin fosfați naturali din seria colofanitului, dahlitului și francolitului, ale căror dimensiuni variază între 0,5 și 5 cm. Au mai fost întîlnite fosile întregi sau fragmente fosfatizate de echinide și amoniți.

Orizontul fosfatic are un caracter lentiliform și are grosimi cuprinse între 0,36 și 9,25 m. Acest orizont prezintă mari variații de facies pe orizontală, trecînd uneori la gresii fosfatizate, al căror conținut în P_2O_5 este foarte scăzut. Dezvoltarea orizontului cu minerale fosfatice este aproape continuă pe întreaga zonă de transgresiune a cenomanianului.

Fosfații constituie concrețiuni de dimensiuni de la submilimetrice pînă la 2—3 mm diametru, fiind alcătuite din fosfați amorfi de culoare brună ce trec adesea, în zonele periferice, la forme de degelificare, fibroradiare. Conținutul maxim obținut din puținele analize efectuate este de 10% P_2O_5. Probele pentru aceste analize au fost recoltate dintr-o mică galerie de coastă în lungime de 50 m. Probele din foraje nu pot fi concludente, deoarece o bună parte din fosforite au fost antrenate în circulația fluidului de foraj.

Un studiu asupra analizelor chimice a indicat că repartiția componentului util (P_2O_5) nu este uniformă în tot perimetrul cercetat. Astfel s-a observat că cele mai mari conținuturi s-au identificat în probele recoltate din aflorimente, iar pe măsură ce se avansează în interiorul zăcămîntului, conținutul în P_2O_5 se reduce. Acest fenomen de îmbogățire a minereului în zona de aflorare este, probabil, efectul spălării naturale. De aici rezultă că acest minereu se pretează foarte ușor la îmbogățire prin flotație.

Încercările de preparare în faza de laborator au dat concentrate cu conținuturi de 13,35—17% P_2O_5.

Dacă încercările de preparare vor fi continuate pe acest minereu, este posibil să se obțină concentrate cu conținuturi mai ridicate, care în final vor permite valorificarea acestui zăcămînt.

Mai puțin importante sînt fosforitele legate de glauconitele granulare din albian, ca și cele din conglomeratele turoniene. Conținuturi slabe de P_2O_5 au fost identificate și în creta senoniană. Depozitele de cretă din Dobrogea de sud, avînd o extindere importantă, ar putea prezenta perspective frumoase dacă se vor găsi și concentrații corespunzătoare.

2. Frumosu-Banat. Formația purtătoare de fosfați este situată în Raionul Reșița, Regiunea Banat, la aproximativ 5 km sud de Reșița, lîngă localitățile Nermet la sud și Clocotici la sud-est.

Formațiunile geologice ce intră în constituția acestei regiuni sînt de natură sedimentară și aparțin carboniferului superior și permianului inferior.

Sectorul Frumosul face parte din anticlinalul Reșița-Gornia, care este mărginit la est și nord-est de linia de fractură regională Reșița-Carașova-Gîrliște. Spre sud, depozitele paleozoice sînt acoperite de sedimentele neogene din bazinul Carașovei. Spre vest și nord-vest apar orizonturile bazale ale seriei de Frumosu și Caraș, iar în partea nordică apar orizonturile cele mai inferioare ale seriei de Frumosu, fiind reprezentată prin trei orizonturi : conglomeratic, microconglomeratic și grezos. Acesta este constituit din arcoze de culoare gălbuie-roză, precum și bancuri subțiri de conglomerate și microconglomerate. Gresiile care interesează sînt cele cu conținut mare de feldspat și cuarț și mai ales prin cantitatea mare a fosfatului de calciu care formează cimentul gresiilor respective.

Fosfații întîlniți pe această structură au luat naștere prin recristalizarea unui material primar. Cel mai frecvent apare colofanul, sub formă de fenocristale sau mai frecvent — criptocristalină.

Analizele chimice efectuate au pus în evidență conținuturi de 2—3% P_2O_5 pînă la 6—7% P_2O_5.

Importanța acestui zăcămînt ar deveni și mai mare dacă s-ar avea în vedere valorificarea fosforului împreună cu celelalte minerale din parageneză.

3. Racoș — Regiunea Brașov. La nord de localitatea Racoș a fost semnalată prezența unor calcare lacustre pe care localnicii le utilizează ca adaos mineral la hrana animalelor.

Din studiul unor probe informative s-a identificat un conținut de 1—2% P_2O_5. Este cunoscut că pînă în prezent aceste calcare n-au format obiectul unor cercetări de detaliu.

Deoarece în unele state asemănea calcare formează obiectul unor exploatări importante pentru fosfor, este recomandabil ca în această zonă să se facă cercetări de detaliu în vederea unei eventuale valorificări.

4. Guano-fosfaţi. Pe teritoriul ţării noastre există o serie de peşteri în care se găsesc depozite de guano-fosfaţi, între care, cele mai importante, sînt următoarele : Mereşti — Raionul Odorhei, Cheia şi Cioclovina — Regiunea Hunedoara, Huda lui Papară — Raionul Cîmpeni şi Varga-Cireşu — Regiunea Oltenia.

În fiecare din aceste peşteri s-au determinat rezerve de ordinul miilor de metri cubi.

Cu toate că aceşti guano-fosfaţi au un conţinut variind între 8—22% P_2O_5, din cauza volumului redus şi a izolării lor, aceste rezerve prezintă importanţă minoră.

II. Concentraţii de fosfor în roci eruptive

Pe teritoriul R.P.R., cele mai importante concentraţii de fosfor în roci eruptive au fost determinate în sectorul Jolotca-Ditrău, într-un masiv dioritic cu lentile de hornblendite, de dimensiuni apreciabile.

Aceste hornblendite se caracterizează printr-un conţinut ridicat de apatită (1,00—14%), titanit (1—2,2%) şi magnetit (2—6%).

Analiza chimică a unor probe medii recoltate arată următoarele conţinuturi în elemente utile :

Nr. crt.	Elementul	Limita de variaţie, %	Conţinutul mediu, %
1	Fe_2O_3	12,0—26,84	18,50
2	Fe	7,07—15,55	12,66
3	TiO_2	0,25—6,90	3,66
4	Ti	0,15—4,36	2,42
5	P_2O_5	0,30—5,84	3,70
6	P	0,05—3,0	0,75

În interiorul corpurilor de hornblendite au fost identificate şi unele filoane de sulfuri al căror conţinut în elemente utile variază astfel :

Nr. crt.	Elementul	Limita de variaţie, %	Conţinutul mediu, %
1	CeO_2	0,23—20,44	4,22
2	P_2O_5	0,35—15,21	2,52
3	S	0,63—41,10	16,90

Deşi filoanele cu sulfuri complexe au un conţinut relativ ridicat în P_2O_5, ele nu pot fi valorificate din cauza volumului redus. Importante din acest punct de vedere rămîn tot hornblenditele, dacă s-ar putea valorifica concomitent fosforul, fierul şi titanul.

III. Cerinţele industriei faţă de calitatea materiei prime minerale

Cel mai important indiciu calitativ este conţinutul în aceste minereuri al materiei fosfatice. După cum s-a văzut conţinutul de P_2O_5 variază foarte mult în funcţie de compoziţia mineralogică şi de concentraţia mineralelor.

În prezent în U.R.S.S. minereul industrial de fosfor este cel care conţine 4—5% P_2O_5 cu condiţia să se poată prepara în condiţii uşoare şi să se obţină concentrate valorificabile. O mare importanţă are şi conţinutul în componenţi minori al acestor minereuri.

Din descrierea zăcămintelor amintite este cazul ca unele să fie luate în consideraţie în vederea cercetării şi, eventual, valorificării lor.

Conglomeratele fosfatice de pe Valea Peştera din sudul Dobrogei, asupra cărora s-au făcut şi încercări de preparare (faza laborator — obţinîndu-se concentrate cu 17% P_2O_5), reclamă reluarea cercetărilor în faze superioare pentru a obţine concentrate cu minimum 20% P_2O_5. La acest conţinut, exploatarea poate deveni rentabilă, dacă se ţine seamă şi de condiţiile tehnico-miniere avantajoase.

În aceeaşi măsură se impune şi cercetarea zonei Frumosu-Banat şi a hornblenditelor de la Jolotca-Ditrău, în cazul că s-ar obţine o valorificare complexă.

Bibliografie

[1] Betehtin, A. G. *Curs de mineralogie* (traducere din limba rusă). Editura tehnică, Bucureşti, 1953, p. 334—340.

[2] Dumitrăchescu, M. *Proiectul lucrărilor de prospecţiuni şi studii mineralogice asupra fosforului din Regiunea Reşiţa-Frumosu.* M.M.E.E., 1962.

[3] *** *Cerinţele industriei faţă de calitatea materiilor prime minerale — fosfor.* În : Îndrumător pentru geologi. Editura de stat geologo-tehnică, Moscova, 1961.

[4] Ene, I. *Raport geologic asupra lucrărilor de prospecţiuni şi explorare pentru roci fosfatice de la Peştera Ivrinezu, Regiunea Constanţa,* I.S.E.M., 127, 1960.

[5] Oncescu, N. *Geologia Republicii Populare Romîne.* Ediţia a II-a, Editura tehnică, Bucureşti, 1959, p. 70—94.

Consideraţii critice cu privire la carotierele folosite la forajul de explorare cu sondeze

Ing. D. Dumitru

În ultimii ani, în tehnica forajului de explorare cu sondeze, s-a înregistrat un progres evident pe seama modernizării parcului de instalaţii de foraj. Astfel, prin utilizarea instalaţiilor de tipul GP-1, ZIF-300, ZIF-650 şi ZIF-1200, a devenit posibilă creşterea vitezelor de foraj.

În acţiunea de introducere a tehnicii noi în toate ramurile economiei naţionale, o atenţie deosebită se acordă şi elaborării unei serii de sondeze moderne ce trebuie fabricate în ţară.

Uzinele „Republica" au realizat prăjini de foraj cu diametrul de 50 mm, 60,3 mm ($2^3/_8$") şi 73 mm ($2^7/_8$").

Este cunoscut faptul că pentru a obţine viteze sporite de foraj este necesar a se folosi cele mai potrivite capete de carotieră după proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor străbătute. Sondele de explorare geologică pentru substanţe minerale utile solide străbat roci cu tărie diferită, variind de la foarte moale pînă la extra-tare.

În prezent este stabilită clasificarea rocilor după gradul de tărie şi duritate în 12 categorii, după cum urmează:

În categoriile I—VI sînt cuprinse rocile sedimentare începînd de la marnele plastice, nisipurile curgătoare, borchişurile etc. pînă la gresiile puternic cimentate, dolomite etc.

În categoriile VII—XII sînt cuprinse rocile eruptive şi metamorfice, începînd de la şisturile sericitoase, cloritoase, talcoase pînă la scarnuri, piroxeni, granaţi, cuarţite etc.

Atît din literatura de specialitate, cît şi din experienţa de şantier, rezultă că rocile de tăria pînă la categoria VI—VII sînt traversate, în condiţii tehnico-economice optime, cu carotiere prevăzute cu capete de carotieră încărcate cu aliaje dure.

În funcţie de proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor şi de metoda de foraj aplicată, se alege capul de carotieră corespunzător.

Pentru roci de categorii inferioare de tărie, capetele de carotieră sînt prevăzute cu paleţi sau dinţi; numărul acestora fiind în funcţie de diametrul capului de carotieră.

La alegerea tipului de carotieră şi a capului de carotieră nu se ţine seamă de viteza mecanică de foraj, ci de viteza pe marş care este un indice integral al carotierei.

Pentru aceasta trebuie să existe o serie întreagă de tipuri şi de diametre de capete de carotieră.

În Uniunea Sovietică şi alte ţări se folosesc carotiere şi capete de carotieră perfecţionate, într-o serie foarte variată de tipuri. Dintre acestea, putem aminti: carotierele proiectate de Institutul Unional de Studii şi Cercetări pentru Tehnica Forajului de Explorare (VITR) din Leningrad, carotierele fabricate de firmele Craelius sau Long-Year.

În figurile 1 şi 2 sînt prezentate tipurile de carotieră simplă şi dublă DKT-114, care reprezintă un model de carotiere perfecţionate, elaborate de VITR.

Tipurile de carotiere fabricate în prezent în ţară nu permit obţinerea unor indicatori cantitativi şi calitativi de foraj, corespunzători pentru sondezele moderne existente.

În primul rînd se fabrică un singur tip de cap de carotieră, care corespunde numai pentru forarea în roci de categoria III-IV.

În al doilea rînd acestea au o suprafaţă de lucru foarte mare, care nu permite realizarea unor viteze mecanice ridicate. De asemenea duc la realizarea unor indici de consum mari de aliaj dur.

Din lipsa altor tipuri corespunzătoare de capete de carotieră, forajul în roci mai tari (V-VIII) se execută cu capetele de carotieră existente de acelaşi tip.

Adesea în şantiere acestor capete de carotiere li se aduc diferite modificări şi anume:

— se strunjeşte din diametrul exterior pentru a reduce pe de-o parte, suprafaţa de tăiere, iar pe de altă parte, pentru a reduce spaţiul inelar dintre diametrul carotierei şi diametrul găurii de sondă;

— uneori se mai scurtează dinţii acestor capete de carotieră, de oarece nu se pretează la traversarea rocilor tari şi neomogene;

— alteori dinţii se înlătură complet, iar plăcuţele de aliaj dur se insertează în unele şanţuri tăiate direct în corpul capului de carotieră, construind un număr mai mare de dinţi, dar mai mărunţi.

Acest procedeu nu este recomandat din următoarele motive:

— în primul rînd, modificarea capetelor de carotiere în şantiere necesită cheltuieli suplimentare;

— în al doilea rînd, în condiţiile de şantier nu întotdeauna se realizează capete de carotieră la un

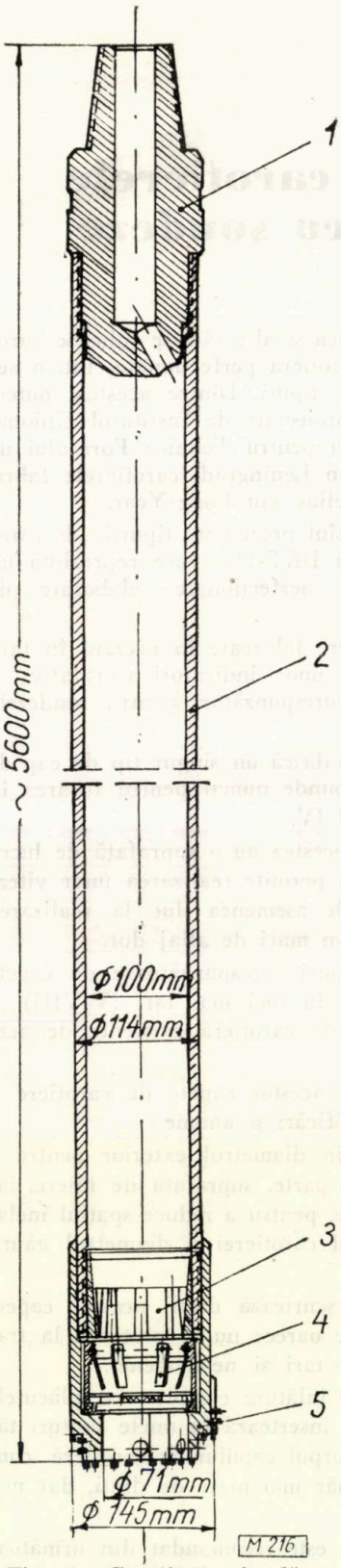


Fig. 1. Carotieră simplă DKT-114 :
1 — reducție cu cap N diametrul de 3½″ ; *2* — tub carotier cu diametrul de 114×7 mm ; *3* — reținător circular de carotă ; *4* — reținător cu lame de carotă ; *5* — cap de carotieră cu aliaje dure.

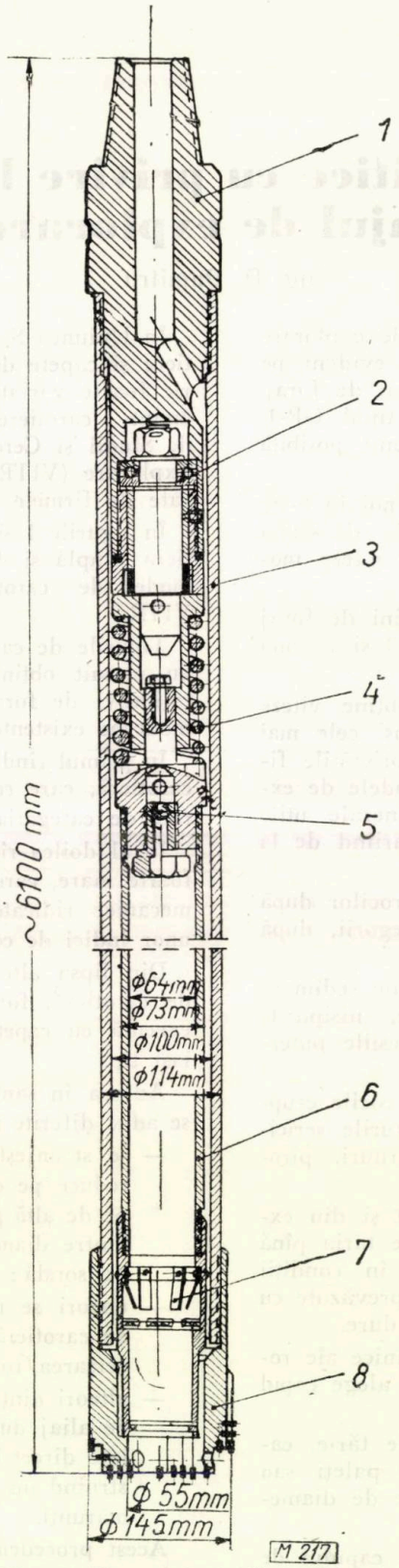


Fig. 2. Carotieră dublă DKT-114 :
1 — reducție cu cep N diametrul de 3½″ ; *2* — rulment axial ; *3* — tubul carotier exterior cu diametrul de 114×7 mm ; *4* — resort ; *5* — supapă sferică ; *6* — tub carotier interior cu diametrul de 73×4,5 mm ; *7* — reținător cu lame de carotă ; *8* — cap de carotieră cu aliaje dure.

nivel tehnic de execuție corespunzător celui din uzină, în deosebi în ce privește stabilirea de elemente geometrice și caracteristici tehnologice.

Carotierele prezintă uneori deficiențe de ordin tehnic și anume :

a) legăturile prin filet nu sînt întotdeauna corespunzătoare, deoarece la tăierea filetului nu se respectă toleranțe admisibile ;

b) mufa cu filet conic special cu diametrul de 1¾″ de la reducția din partea superioară a carotierei nu corespunde cu cepul racordului special cu diametrul de 1¾″ confecționat de Uzinele metalurgice din Tîrgoviște ;

c) neuniformitatea grosimii peretelui tubului carotier ;

d) ovalizarea tuburilor carotiere în timpul fabricării.

În procesul de foraj problema deformației carotierelor are o mare însemnătate.

Este cunoscut că deformațiile puternice ale carotierei duc la devierea sondelor și la reducerea cantității de carotă recuperată, iar de multe ori se produc accidente grave.

În cele de mai jos se vor prezenta unele considerații teoretice în legătură cu deformația carotierelor și consecințele lor asupra forajului sondelor cu carotaj mecanic continuu.

În procesul de foraj, carotiera se află sub influența unui complex de eforturi axiale și tangențiale, precum și a unui moment de răsucire.

Sub influența acestor eforturi complexe carotiera se deformează.

La începutul fenomenului de flambaj săgeata se află la jumătatea lungimii carotierei. Efortul tangențial echivalent se poate calcula cu ajutorul formulei :

$$P_1 = \frac{48E.I.f_0}{l^3} \qquad (1)$$

în care :

$E = 2.10^6$ Kg/cm² modulul de elasticitate ;

I — reprezintă momentul de inerție al secțiunii carotierei ;

l — lungimea carotierei ;

f_0 — săgeata de flambaj inițială.

Din calcule rezultă că săgeata carotierelor cu diametrul de 34—89 mm nu trebuie să depășească 1 mm și pentru carotierele cu diametrul de 89—146 mm nu trebuie să depășească 2 mm.

Deplasarea axului carotierei față de axul găurii de sondă este limitată la valoarea $\triangle D/2$ și anume :

$$\frac{\Delta D}{2} = \frac{D_s - D_c}{2} \tag{2}$$

în care :

D_s reprezintă diametrul găurii sondei ;

D_c — diametrul tubului carotier.

Valoarea ΔD depinde de diferența dintre diametrul tubului carotier și diametrul găurii sondei, care la rîndul său depinde de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor care alcătuiesc pereții găurii de sondă.

Considerînd axul carotierei și lungimea acesteia o jumătate de sinusoidă :

$$l_1 = k \cdot l \tag{3}$$

$$k = 1 + \frac{e}{f_0}. \tag{4}$$

Pentru l = 3 m ; k = 33.

$$y = \frac{\Delta D}{2} \sin \frac{\pi x}{L} \tag{5}$$

În acest caz forța tangențială rezultantă va fi :

$$P_2 = \int_0^L \frac{q \cdot \omega^2}{g} y \cdot \mathrm{d}x = \int_0^L \frac{q \cdot \omega^2}{g} \cdot \frac{\Delta D}{2} \sin \frac{\pi \cdot x}{L} \mathrm{d}x = \tag{6}$$

$$= \frac{q \cdot \omega^2 \cdot \Delta D}{2g} \int_0^L \sin \frac{\pi x}{L} \mathrm{d}x = \frac{q \cdot \omega^2 \cdot \Delta D \cdot L}{2\pi g}$$

unde :

q reprezintă greutatea pe metrul liniar al carotierei ;

ω — viteza unghiulară de rotire.

Înlocuind în formula (6) pe L cu l_1 rezultă :

$$P_2 = \frac{q \cdot \omega^2 \cdot \Delta D \cdot l_1}{2\pi g}.$$

Pentru calcule practice este suficient să se considere că forța tangențială rezultantă se află la 1/3 l_1 de la capătul de sus al carotierei.

Energia potențială a încovoierii notată cu U este egală cu :

$$U = \frac{E \cdot I}{2} \int_0^{l_1} (y'')^2 \mathrm{d}x = \frac{\pi^4 \cdot E \cdot I \cdot f^2}{4 l_1^3} \tag{7}$$

în care :

$$y = f \cdot \sin \frac{\pi x}{l_1}.$$

Prin deformația carotierei se produce o apropiere a capetelor ei cu valoarea care este egală cu diferența dintre lungimea ei și lungimea coardei care se formează prin încovoiere.

$$\Delta = \int_0^{l_1} (d_s - \mathrm{d}x)$$

dar :

$$d_s = \sqrt{dx^2 + dy^2} = \mathrm{d}x \left[1 + \left(\frac{dy}{dx}\right)^2\right]^{\frac{1}{2}} =$$

$$= \mathrm{d}x \left[1 + \frac{1}{2} (y')^2\right];$$

atunci :

$$\Delta = \int_0^{l_1} \left\{ \mathrm{d}x \left[1 + \frac{1}{2} (y')^2 - \mathrm{d}x\right] - \mathrm{d}x \right\} = \tag{8}$$

$$= \frac{1}{2} \int_0^{l_1} (y')^2 \mathrm{d}x = \frac{\pi^2 \cdot f^2}{4 l_1}$$

unde :

f reprezintă valoarea săgeții tubului carotier, în raport cu axul nedeformat al carotierei.

Dacă carotierei i se creează o săgeată mai mare prin creșterea infinit mică a jumătății lungimii carotierei, atunci forța tangențială P_2 primește o deplasare în plus :

$$dy = df \cdot \sin \frac{\pi x}{l_1}$$

iar cînd :

$$x = \frac{1}{3} l_1$$

$$dy = df \cdot \sin \frac{\pi}{3}.$$

În acest caz punctul de aplicare al forței P_2 se va deplasa la :

$$\Delta D = \frac{\pi^2 \cdot f \cdot df}{2 l_1}.$$

Prin aceasta energia potențială a săgeții carotierei se mărește cu :

$$dU = \frac{\pi^4 \cdot E \cdot I \cdot f \cdot df}{2 l_1^3}.$$

Însumînd energia forțelor componente, se obține :

$$dU_p = P_0 \Delta D + P_1 \, df + P_2 \, dy. \tag{9}$$

Înlocuind valorile acestora în formula (9) obținem:

$$dU_p = \frac{P_0 \cdot \pi^2 \cdot f \cdot df}{2 l_1} + \frac{48 \cdot E \cdot I \cdot f_0 \cdot df}{l^3} +$$

$$+ \frac{q \cdot \omega^2 \cdot \Delta D \cdot l_1 \cdot df}{2\pi g} \sin \frac{\pi}{3}.$$

Putem socoti că :

$$dU_p = dA_p.$$

Cum $\sin \frac{\pi}{3} = 0{,}866$ și $l_1 = k \cdot l$

obținem mărimea săgeții carotierei :

$$f = \frac{2k^3 (0{,}433 \cdot q \cdot \omega^2 \cdot \Delta D \cdot k l^4) + 48 \cdot E \cdot I \cdot \pi \cdot g \cdot f_0}{\pi g (\pi^4 \cdot E \cdot I - P_0 \cdot \pi^2 \cdot k \cdot l^2)}. \tag{10}$$

Calculele după formula (10) arată că săgeata rezultantă posibilă poate să atingă valori foarte mari, îndeosebi atunci cînd forța axială exercitată asupra carotierei depășește valoarea critică de flambaj.

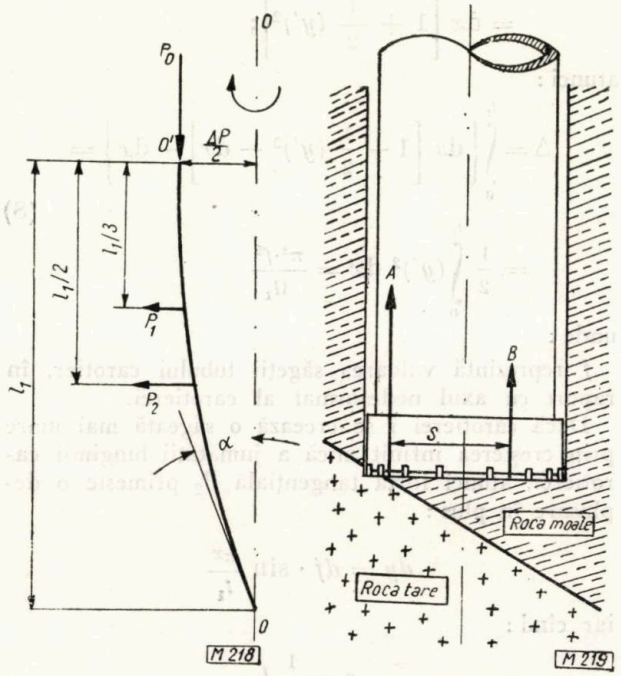


Fig. 3.

Fig. 4.

Dacă săgeata depășește valoarea $\Delta D/2$ și carotiera va avea mai multe contacte cu peretele găurii de sondă, axa acesteia va avea altă formă, respectiv se vor forma un număr mai mare de semisinusoide.

Flexibilitatea carotierei *EI* depinde de diametrul ei. Carotierele cu diametrul mic au flexibilitate redusă, au rezistență mică și deformație mare.

În practică, în deosebi la forajul cu alice, carotiera flambează în apropierea capătului de jos. Aceasta se explică probabil prin faptul că partea inferioară a carotierei se slăbește mai repede datorită unei uzuri mai pronunțate față de partea superioară aceasta din urmă fiind îmbinată rigid cu garnitura de prăjini de foraj.

Pe lîngă factorii de ordin tehnic amintiți mai sus, există și factori de ordin geologic care contribuie la deformarea carotierelor. Stratele au înclinații diferite și sînt alcătuite din roci de tării diferite, care în procesul de foraj, pentru a fi străbătute, necesită eforturi axiale diferite și care au tendința de a deforma carotiera.

Redăm mai jos cazul cînd se străbat două strate înclinate de tării diferite (fig. 4).

Din figură reiese că:

$$C = (A - B)\,S \qquad (11)$$

unde:

A reprezintă rezistența opusă de roca tare;
B — rezistența opusă de roca moale;
S — distanța dintre forțele A și B.

Rezultanta celor două forțe paralele este:

$$A + B = P_0. \qquad (12)$$

Din formula (12) rezultă că cu cît este mai mare diferența dintre tăria rocilor străbătute și forța axială pe carotieră și diametrul găurii, cu atît este mai mare valoarea cuplului rezistent.

Din calcule rezultă că la forajul cu carotiere, mărimea cuplului rezistent poate atinge valori de 8 000—10 000 kg·cm, care pot reduce brusc stabilitatea carotierei și constituie cauza principală de deviere a găurii de sondă.

Pentru asigurarea stabilității carotierei la forajul de explorare geologică în roci tari și foarte tari, este necesar să se folosească carotiere lungi și cu pereți groși.

În cazul cînd carotiera se învîrtește în jurul axei sale nedeformate, devierea sondei depinde de lungimea carotierei L și de diferența dintre diametrul găurii și diametrul carotierei ΔD. Deci:

$$\rho = \frac{L}{\Delta D}. \qquad (13)$$

În cazul cînd se folosesc carotiere compuse din mai multe tuburi, se recomandă a se folosi nipluri cu diametrul mai mare cu 1—2 mm pentru a evita uzarea prematură a acestora la capete (în porțiunea filetelor).

Pentru traversarea formațiunilor cu roci tari este necesar, în construcția carotierelor, să se țină seamă de condiția $D/t \leqslant 50$.

După natura rocilor, în practică, se utilizează carotiere simple și duble. În majoritatea cazurilor carotierele duble se fabrică cu tub interior fix, prevăzut pe rulmenți și cu dispozitiv de amortizare a șocurilor. Tipul de carotieră dublă după STAS 1595-50 (unicul tip ce se fabrică în țară) este necorespunzător pentru forarea în roci tari, neomogene, friabile.

Tendința modernă în forajul cu sondeze este de a se folosi carotiere perfecționate, cu diametre din ce în ce mai mici, la care să se potrivească capetele de carotieră cu aliaje dure, cu alice și cu diamante.

De mai mulți ani, în țara noastră, se folosesc sondeze mici de tipul GP-1, ZIF-150 etc. cu ajutorul cărora se forează sonde cu adîncimi de 100—150 m și diametre de 59, 46 și 36 mm. Aceste sonde se execută fie la suprafață, fie mai ales în subteran, și folosesc pentru dirijarea lucrărilor miniere sau pentru evidențierea din aproape în aproape a zonelor mineralizate.

Este necesar ca gama de carotiere fabricate în țară pentru forajul cu sondeze să fie completată și cu carotiere cu diametre foarte mici.

În ultimul timp, în cadrul I.S.E.M., există o preocupare în direcția îmbunătățirii seriei de carotiere cu noi tipuri și dimensiuni.

Pentru crearea unei serii de carotiere la nivelul tehnicii moderne, aplicabile la sondezele ce se fabrică în țară, trebuie să se urgenteze elaborarea proiectelor și experimentarea unor noi tipuri de carotiere simple și duble, corespunzătoare diferitelor genuri de lucrări de foraj cum sînt: foraj de

prospecțiuni și explorare, foraj hidrogeologic, foraj rotativ percutant, foraj cu diamante, foraj cu turbine de diametre mici etc.

Această măsură, paralel cu aplicarea unor metode noi de lucru, și cu mecanizarea unor operațiuni ale procesului de foraj, va asigura o creștere substanțială a vitezelor de foraj, a productivității muncii, respectiv o reducere a prețului de cost pe metru forat.

Bibliografie

[1] * * * *Manualul inginerului petrolist.* vol. 43. Editura tehnică, 1957.
[2] Başkatov, D. N.: *Ustoicivost i deformaţiia kolonkovîh trub pri burenii.* În: Razvetka u ohrana nedr, nr. 9, Gostgeoltehizdat, 1959.

Protecția instalațiilor electrice miniere pe partea de joasă tensiune

Ing. S. Sulea

În exploatările miniere și în uzinele de preparare a substanțelor minerale utile, se folosesc diferite mașini, utilaje și agregate consumatoare de energie electrică, a căror funcționare nu trebuie să prezinte nici un pericol pentru personal.

Totuși, în funcționarea instalațiilor electrice apar situații anormale, cum ar fi: defecte de izolație, încălziri excesive, scăderi nepermise ale tensiunii, întreruperea unei faze etc., care pot provoca avarii în însăși instalația electrică, pot da naștere la incendii, la explozii în atmosfera minelor cu praf de cărbune și metan și pot pune în pericol viața muncitorilor.

În general, avariile mașinilor și utilajelor pot fi clasificate în două categorii: avarii cu dezvoltare treptată și avarii cu dezvoltare rapidă.

În regimurile anormale sînt solicitate să intervină aparatele și dispozitivele de protecție care acționează asupra instalației prin deschiderea unor întreruptoare atunci cînd starea anormală care a apărut este imediat periculoasă sau numai prin semnalizare, dacă pericolul nu este imediat.

Aceasta este rezolvarea pentru cazurile defecțiunilor din categoria I, adică a celor cu dezvoltare treptată. Rămîn nerezolvate însă defecțiunile din categoria a II-a (cele cu dezvoltare rapidă), a căror desfășurare în timp este de ordinul milisecundelor și care sînt extrem de periculoase putînd da naștere la avarii chiar dacă întreruptorul automat a lucrat. Ca exemplu se poate menționa cazul cablului cauciucat flexibil, care se găsește în mediul grizutos, și la care se produce — de exemplu prin lovire cu securea — un scurtcircuit între faze. Desigur că, și în acest caz, protecția lucrează, însă oricît de bine ar fi ea reglată, datorită inerției întreruptorului automat, arcul electric apărut la scurtcircuit va dura suficient în timp pentru a aprinde amestecul exploziv de aer și metan. Aceasta este o lipsă serioasă a aparatajelor de protecție actuale. Alte cazuri de lipsuri ale protecției existente pot fi văzute din analiza schemelor prezentate în figurile 1, 2, 3, și 4.

În schema arătată în figura 1, apăsînd butonul de pornire *I*, bobina contactorului *C* intră sub tensiune și închide contactele de linie *C*, precum și contactul de blocare a butonului *I*. Ca urmare motorul *M* fiind pus sub tensiune pornește. Sub ac-

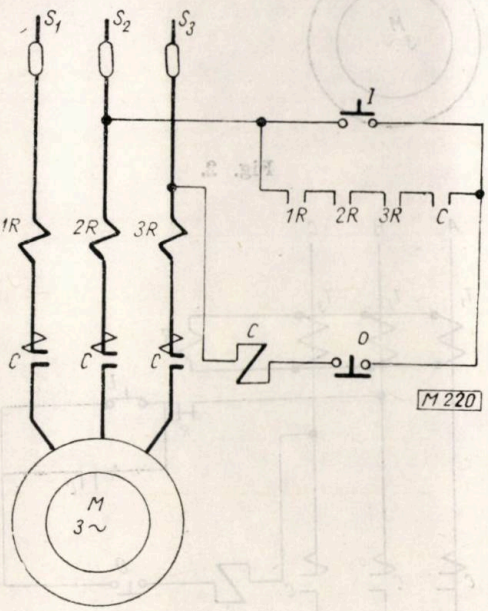


Fig. 1.

țiunea curentului care trece prin motor, releele minimale de curent *1R*, *2R* și *3R*, montate pe circuitul statorului, își închid contactele de lucru *1R*, *2R* și respectiv *3R* din circuitul de comandă al bobinei *C* a contactorului de linie.

La întreruperea oricăreia dintre faze, releul minimal de curent — de pe faza respectivă — va lucra și va deschide contactul corespunzător de scurtcircuitare a butonului de pornire, iar contactorul de linie *C* se va deschide. Protecția maximală este asigurată prin siguranțele fuzibile S_1, S_2 și S_3. În afara protejării contra scurgerilor la pămînt și a scurtcircuitului dintre spirele bobinelor

motorului, protecţia realizată prin schema din figura 1 pare a fi satisfăcătoare. Totuşi, în practică ea nu a căpătat o largă răspîndire datorită următoarelor considerente :

— dimensiuni mari ale releelor minimale, deoarece permit trecerea curentului nominal al receptorului ;

— existenţa în circuitul de pornire a patru contacte-serie, calitatea exploatării fiind înrăutăţită ;

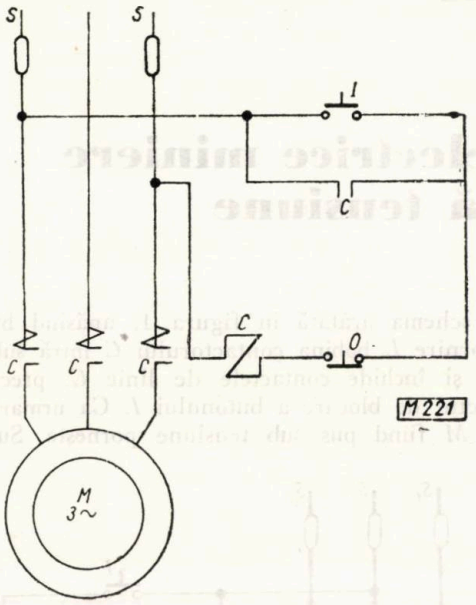


Fig. 2.

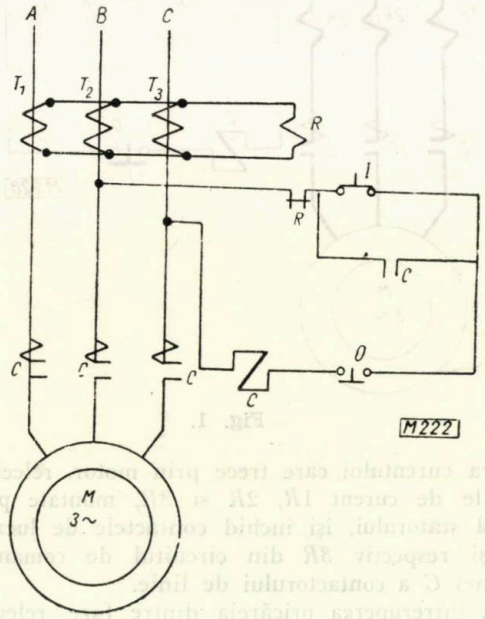


Fig. 3.

— necesitatea unei game foarte variate de relee minimale întrucît montarea lor în circuitul de protecţie depinde de curentul nominal al receptorului.

În schema din figura 2, bobina pornitorului magnetic este legată la acele faze care au şi siguranţele fuzibile *S*. Arderea unei siguranţe ar trebui să provoace pierderea tensiunii la bornele bobinei contactorului *C* ; acest lucru nu se întîmplă însă atunci cînd motorul este în mers, datorită f.e.m. induse în bobinajele statorului. F.e.m. de inducţie creează o tensiune numai cu 10% mai mică decît tensiunea nominală ceea ce este suficient pentru a menţine închis contactorul *C*. În concluzie, schema nu protejează motorul împotriva mersului pe două faze.

Schema prezentată în figura 3 are aceleaşi neajunsuri. Aceasta se explică astfel : în cazul mersului normal suma curenţilor din transformatoarele (de mic gabarit) T_1, T_2 şi T_3 este egală cu zero $\bar{I}_A+\bar{I}_B+\bar{I}_C=0$, adică prin bobina releului *R* nu va trece nici un curent. Să presupunem că se întrerupe faza *C*. În acest caz, $\bar{I}_C$ devine egal cu zero şi ecuaţia capătă forma :

$$\bar{I}_A=-\bar{I}_B .$$

Curenţii fiind egali şi de sens contrar releul nu va lucra.

Schema prezentată în figura 4 asigură protecţia maximală, dar nu lucrează în cazul mersului în două faze. Curentul în releu, în cazul regimului simetric, este egal cu $\bar{I}_R=I_A-\bar{I}_C$.

Dacă $\bar{I}_A$ devine egal cu zero în cazul întreruperii fazei *A*, curentul în releu se va micşora de $\sqrt{3}$ ori şi va fi mult mai mic decît curentul de lucru al protecţiei.

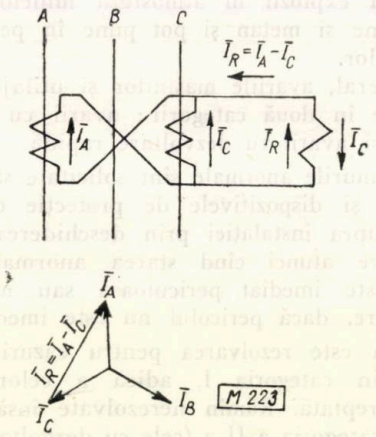


Fig. 4.

Dacă se întrerupe faza *B* adică $\bar{I}_B=0$, curenţii din faza *A* şi *C* vor fi egali şi de sens contrar. În acest caz protecţia va lucra.

Analiza schemelor anterioare ne permite să tragem concluzia că pînă în prezent lipseşte o aparatură unitară de protecţie pentru electromotoarele utilizate în subteran [2].

Cercetările moderne de studiu al protecţiei în reţelele electrice miniere au fost îndreptate în trei direcţii principale :

a) crearea protecţiei cu ajutorul filtrelor de componentă simetrică ;

b) crearea în mediile deosebit de periculoase la aprindere şi explozie a protecţiei suprarapide ;

c) crearea protecției împotriva curenților de scurgere la pămînt.

Luate separat aceste genuri de protecție desigur că nu vor satisface toate cerințele impuse de regulile de exploatare tehnică, dar prin suprapunerea lor, mai exact prin cooperarea lor, vor crea o protecție sigură, sensibilă și selectivă.

Protecția cu filtre

La apariția unei defecțiuni orice sistem electric simetric, exceptînd cazul scurtcircuitelor trifazate simetrice, se desechilibrează [2]. În cazul cel mai general, un oarecare sistem trifazat de vectori poate fi descompus în două sisteme trifazate de vectori, simetrice de succesiune diferită, unul direct și altul invers, și într-un sistem trifazat homopolar. Componentele simetrice, $\overline{V}_d$, $\overline{V}_i$ și $\overline{V}_h$, pot fi obținute din următorul sistem de ecuații :

$$\overline{V}_d = \frac{1}{3}(\overline{V}_1 + a\,\overline{V}_2 + a^2\,\overline{V}_3)$$

$$\overline{V}_i = \frac{1}{3}(\overline{V}_1 + a^2\,\overline{V}_2 + a\,\overline{V}_3) \qquad (1)$$

$$\overline{V}_h = \frac{1}{3}(\overline{V}_1 + \overline{V}_2 + \overline{V}_3)$$

unde :

$\overline{V}_1$, $\overline{V}_2$ și $\overline{V}_3$ este sistemul de vectori dat, iar a, este operatorul de modul 1, și argument $2\,\frac{\pi}{3}$ [4].

Pentru protecția minieră din subteran, unde nu avem conductor neutru, este important de observat (ultima ecuație a sistemului) că atunci cînd rezultanta sistemului de vectori dat este nulă, componenta homopolară este și ea egală cu zero.

Descompunerea în componente simetrice nu este numai un artificiu de calcul, ci corespunde unei realități bine definite [4].

Fiecare din aceste componente se comportă în mod diferit, în raport cu aparatul de protecție, și ceea ce este foarte important este faptul că ele pot fi măsurate, direct și independent unele de altele.

Măsurarea se face prin intermediul filtrelor, care sînt transformatoare de curent sau tensiune.

În Uniunea Sovietică au fost construite dispozitive de protecție care utilizează filtrele de componentă inversă.

Cea mai largă răspîndire au căpătat-o echipamentele cu filtre de curent de componentă inversă, deoarece au o mare sensibilitate, protejează utilajul împotriva tuturor defecțiunilor, au un consum propriu redus de energie și permit întrebuințarea aceluiași aparataj de protecție la o gamă largă de putere a consumatoarelor.

În scopul protecției motoarelor de joasă tensiune au fost fabricate aparatele tip AZED, în execuție individuală, precum și blocul de filtraj și protecție, inclus în pornitoarele antideflagrante tip PMV.

Schema de legătură a aparatului AZED cu pornitorul magnetic tip PMV este redată în figura 5. unde :

TI_A și TI_C sînt transformatoare de curent de mic gabarit ;
AT — autotransformator ;
S_F — schimbător de fază ;
R_1 și R_2 — rezistențe ohmice (rezistoare) ;
C_1 — condensator ;
R_d — punte redresoare ;
RP-4 — releu polarizat ;
PMV — pornitorul magnetic antideflagrant cu elementele sale.

Releul polarizat *RP-4* are în componența sa bobinele *OP* și *OT* și condensatorul electrolitric C_2.

În afară de aceste elemente schema mai conține releul intermediar *RP*, claxonul *Cl*, contactorul de linie *C* și transformatorul *Tr*.

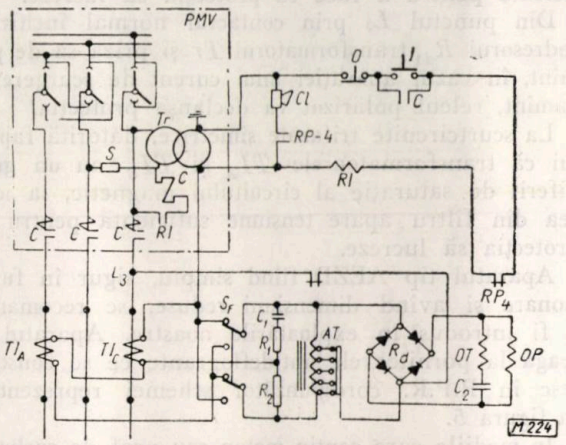


Fig. 5.

În cazul cînd toate lucrurile sînt în ordine, apăsînd pe butonul de pornire *I*, bobina releului intermediar, *RI*, este pusă sub tensiune și închide contactele normal deschise, *RI*, care pun sub tensiune bobina contactorului de linie, *C*, care comandă la rîndul său contactele de lucru, *C*.

Înainte de a trece la modul de funcționare a protecției este necesar să precizăm următoarele :

a) transformatoarele de curent TI_A și TI_C, în domeniul curenților ce depășesc pornirea, au fost executate cu grade diferite de saturație ale circuitelor magnetice ;

b) mărimea rezistențelor în ramurile filtrului a fost aleasă, în așa fel, încît tensiunea transformatorului de curent din faza *A* să fie în urma curentului cu 60°, iar în faza *C* să nu existe decalaj între tensiune și curent ;

c) bobinele de lucru, *OP* și *OT*, ale releului *RP-4* au caracteristicile identice și sînt legate în opoziție una cu cealaltă.

Dacă ne referim la cazul de tensiune simetrică din rețeaua trifazată de forță, adică amplitudini egale și de fazaj de 120°, ținînd seamă și de precizarea de la punctul *b*, putem spune că tensiunile în ramurile filtrului sînt egale ca valoare și defazate cu 180° una față de cealaltă. Ca rezultat fi-

nal, tensiunea la bornele filtrului este egală cu zero *.

O dată cu apariţia unui regim asimetric în reţeaua de forţă, la ieşirea filtrului apare tensiunea, care prin intermediul autotransformatorului şi a punţii redresoare face să lucreze protecţia. Autotransformatorul permite reglarea sensibilităţii protecţiei şi reglarea ei într-o largă gamă de puteri a consumatorului.

Temporizarea releului *RP-4* este făcută cu ajutorul condensatorului electrolitic C_2 inclus în circuitul bobinei de temporizare *OT*. Bobinele releului avînd parametri identici şi fiind legate în opoziţie, fluxul magnetic total din releu este egal cu zero.

Pe măsura încărcării condensatorului C_2 curentul din bobina *OT* descreşte. La un anumit moment, diferenţa dintre curenţii celor două bobine este suficientă pentru a face ca protecţia să lucreze.

Din punctul L_3 prin contactul normal închis *C*, redresorul R_d, transformatorul *Tr* şi priza sa de pămînt, în cazul apariţiei unui curent de scurgere la pămînt, releul polarizat va declanşa protecţia.

La scurtcircuite trifazate simetrice, datorită faptului că transformatoarele TI_A şi TI_C au un grad diferit de saturaţie al circuitului magnetic, la ieşirea din filtru apare tensiune suficientă pentru ca protecţia să lucreze.

Aparatul tip AEZD fiind simplu, sigur în funcţionare şi avînd dimensiuni reduse, se recomandă a fi introdus în exploatările noastre. Aparatul se leagă la pornitoarele antideflagrante ce se construiesc în R.P.R. corespunzător schemei reprezentate în figura 5.

În mediile care conţin metan sau praf de cărbune, măsurile speciale de protecţie luate au dus la micşorarea numărului de avarii din subteran, dar nu au reuşit să elimine total pericolul incendiului şi al exploziilor.

Chiar dacă aparatajul de comandă şi protecţie, electromotoarele, transformatoarele etc. utilizate în subteran sînt în construcţie antideflagrantă, cablurile din galerii şi abataje sînt în execuţie normală.

Aceste cabluri pot suferi uşor defecţiuni mecanice prin lovire cu securea, agăţate de lanţul tăietor al maşinilor de havat sau pot fi defectate de bucăţi de rocă în cădere.

Oamenii de ştiinţă sovietici au acordat o mare atenţie acestui fapt şi şi-au îndreptat cercetările în direcţia creării unui nou gen de protecţie, care să elimine total pericolul apariţiei avariilor electrice din subteran.

O dată cu distrugerea mecanică a izolaţiei cablurilor electrice pot apare scurtcircuite care duc la avariile susamintite. Aprinderea mediului grizutos poate fi înlăturată, dacă se face o întrerupere a trecerii energiei electrice spre locul defect, înainte de apariţia arcului electric în acel loc.

Cu alte cuvinte, izolarea electrică a locului defect trebuie făcută astfel încît: timpul total de lucru al protecţiei *T* să fie mai mic decît timpul total t_a, de dezvoltare a avariei [1], [3] şi [5], adică:

$$T < t_a.$$

În timpul total de lucru al protecţiei este inclus şi timpul de lucru al aparatajului care sesizează defecţiunea şi care comandă aparatul de deschidere a circuitului.

Întrucît aparatajul contemporan de comutaţie nu satisface condiţia $T < t_a$, s-a creat aparatul de comutaţie combinat cu acţiune suprarapidă. Acest aparat se numeşte „combinat", deoarece are două sisteme de contacte, unul de deschidere *4*, iar altul de scurtcircuitare *5* (fig. 6).

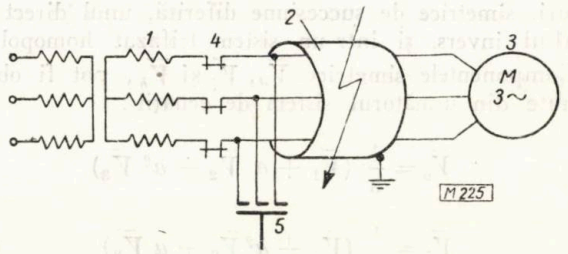


Fig. 6.

La apariţia unei defecţiuni în cablul *2*, aparatul cu acţiune suprarapidă primeşte impulsul de acţionare, deschide contactele normal închise *4* şi închide contactele de scurtcircuitare *5*. În reţea, între scurtcircuitor *5*, şi sursa de alimentare apare un curent de scurtcircuit.

Aparatul combinat lucrează pe principiul limitării curentului de scurtcircuit şi micşorării supratensiunii ce apare în procesul de deschidere a contactelor *4*.

Curentul de scurtcircuit poate fi redus la orice valoare, dacă în momentul închiderii contactelor de scurtcircuitare se include în reţea, între sursa de alimentare şi scurtcircuitor, o rezistenţă corespunzătoare. Chiar arcul electric apărut între contactele *4* care se deschid este folosit în calitate de asemenea rezistenţă. Verificarea experimentală a fost făcută într-un circuit monofazat apoi într-unul trifazat [1], [3] şi [5].

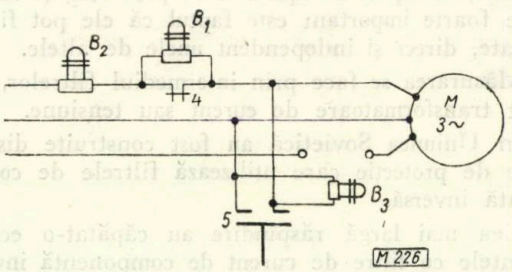


Fig. 7.

Schema electrică de cercetare a fenomenelor de întrerupere şi de scurtcircuitare a reţelei este redată în figura 7. Cu B_1, B_2 şi B_3 sînt notate buclele oscilografelor înregistratoare.

* Practic există o anumită tensiune datorită gradului diferit de magnetizare a miezurilor transformatoarelor de curent.

S-au ridicat: curentul de scurtcircuit B_2, tensiunea la bornele contactelor de întrerupere a circuitului B_1 și tensiunea la bornele contactelor de scurtcircuitare B_2.

În conformitate cu datele din literatură [1], [3] și [5] rezultatele prelucrării oscilogramelor sînt date în tabelele 1 și 2.

Tabela 1

Numărul încercării	Curentul de sarcină, $I = 560$A, H = 680 $\frac{A\ sp}{cm}$		
	Timpul scurtcircuitat măsurat de la trecerea undei prin zero, ms	Mărirea maximă a curentului de scurtcircuitare, A	Durata arcului după scurtcircuit, ms
1	3,1	1000	3,3
2	4,2	825	3
3	4,2	600	1,7
4	4,8	580	1,2
5	6,2	480	1
6	7	350	0,7
7	8,3	100	0,4
8	9	20	0
9	9,5	1380	4

Tabela 2

Numărul încercării	Curentul de sarcină, $I_M = 560$ A, $H = 540$ $\frac{A\ sp}{cm}$		
	Timpul scurtcircuitat măsurat de la trecerea undei prin zero, ms	Mărirea maximă a curentului de scurtcircuitare, A	Durata arcului după scurtcircuit, ms
1	0	0	0
2	3,7	860	2,4
3	4	680	1
4	4,9	490	0,5
5	5,4	480	0,4
6	6,4	380	0,3
7	9,2	1380	4,2
8	9,3	1500	4,5
9	9,4	1600	4,5

Timpul de mișcare al sistemului de scurtcircuitare, avînd distanța între contactele fixe și mobile

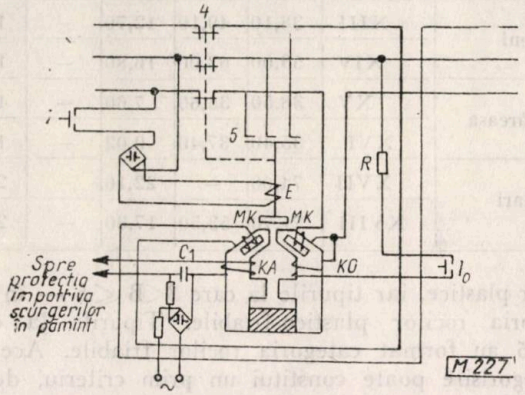


Fig. 8.

de 2 mm, a fost de 1,5 ms. Contactele mobile ale sistemului de deschidere au parcurs o distanță de 10 mm, iar arcul apărut între contacte a fost suflat în camerele deionice cu o intensitate H a cîmpului magnetic, egală cu cea dată în tabelele 1 și 2.

Schema electrică de principiu pentru comanda aparatului de comutare cu acțiune suprarapidă este dată în figura 8.

Electromagnetul, E, se alimentează de la rețea prin apăsarea butonului I.

Electromagnetul armează mecanismul de reținere al aparatului și în această poziție contactele de deschidere *4* se găsesc în poziția închis, iar contactele de scurtcircuitare *5* se găsesc în poziția deschis. Forța necesară închiderii și deschiderii contactelor mobile este furnizată de arcuri puternice, iar forța de reținere pentru poziția „armat" este furnizată de un magnet permanent, care își închide fluxul în sistemul general electromagnetic al aparatului.

Pentru a face ca aparatul să lucreze este necesar să micșorăm fluxul magnetic al circuitului reprezentat.

În acest scop pe jugul magnetic se găsesc bobinele *KO* și *KA*, ambele avînd drept scop micșorarea fluxului magnetic total al aparatului.

Bobina *KO* lucrează la apăsarea pe butonul I_0 în cazul unei deschideri voite a aparatului, iar bobina *KA* lucrează în cazul unei avarii.

Bobina *KA* primește impulsul de lucru de la un releu cu acțiune rapidă (timpul de lucru 0,7—1 ms) sau de la un aparat care protejează rețeaua împotriva scurgerilor la pămînt.

Condensatorul C_1 se descarcă pe bobina *KA*, în așa fel, încît să micșoreze fluxul magnetic total, indiferent de semnul tensiunii de impuls.

Deschiderea automată, în cazul curenților de scurtcircuit, este asigurată de cele două bobine *MK*.

Aparatul se leagă în diverse variante în schemele de protecție, iar impulsurile le primește de la filtrele electronice de înaltă frecvență sau de la relee cu acțiune suprarapidă care protejează rețeaua împotriva scurgerilor la pămînt.

Aparatul, pe lîngă aplicațiile din subteran, poate fi folosit în orice alte industrii unde există pericolul incendiului sau al exploziei.

Cele două aparate umplu un gol în protecția rețelelor și aparatelor de joasă tensiune utilizate în subteran.

Bibliografie

[1] Sișkin, N. F. *Zaşcita şahtnîh elektroustanovok i kabelnîh setei*, Moskva, 1959.

[2] Panasenko, V. A. *Filtrovaia zaşcita şahtnovo elektrooborudovaniia*, Moskva, 1960.

[3] Sișkin, N. F. și Danilin, P. Ia. *Sverhbîstrodeistvuiuşcii komutaționnîi apparat*, Moskva, Gosgortehizdat, 1960.

[4] Antoniu, I. S. *Electrotehnica și aparate electrice de măsură*. București, 1958.

[5] Sișkin, N. F. și Mindeli, G. V. *Elektrobezopasnosti v şahtah i vzrîvoopasnîh pomeşceniiah*, Moskva, 1961.

[6] Buzatu, C. *Electrotehnica minieră*. București, 1962.

G 1/15 16/64

Dirijarea presiunii rocilor la minele de lignit*

Ing. **Fodor Iosif**

I

Directivele celui de-al III-lea Congres al Partidului Muncitoresc Romîn prevăd dezvoltarea treptată a extracţiei ligniţilor, care va trebui să servească pentru acoperirea nevoilor de combustibil la termocentralele situate în apropierea locului de extracţie. Planul economic prevede ca în anul 1965 extracţia de cărbuni să ajungă la 11,5—12,5 milioane tone, din care cel puţin 6 milioane tone huilă, iar restul ligniţi şi alte sorturi de cărbuni inferiori. Această creştere a producţiei se va realiza prin dezvoltarea minelor existente, deschiderea de noi mine şi creşterea continuă a productivităţii muncii. Directivele Congresului scot în evidenţă că în centrul preocupărilor lucrătorilor din industria cărbunelui, trebuie să stea creşterea productivităţii muncii.

În lumina Directivelor Congresului s-a pus un mare accent pe creşterea productivităţii muncii şi în acest scop este în curs mecanizarea principalelor operaţii din abataje.

Mecanizarea operaţiilor de tăiere, încărcare şi transport din abataje sînt condiţionate de rezolvarea susţinerii, care la minele de lignit este încă rămasă în urmă. Deşi pînă în prezent s-au făcut experimentări cu diferite tipuri de susţinere, dintre care unele cu rezultate promiţătoare, rezolvarea problemei rămîne deschisă.

În studiul elaborat cu privire la dirijarea presiunii rocilor la minele de lignit, se tratează pentru prima dată în ţara noastră problema susţinerii abatajelor sub aspectul ei fundamental, avînd la bază rezultatele numeroaselor măsurători de pe teren şi în laborator. Datorită caracterului complex al problemei, lucrarea se limitează la cele mai importante bazine din sudul Carpaţilor Munteniei : Filipeştii de Pădure, Cîmpulung-Muscel şi Şotînga-Doiceşti.

Căile principale de studiu au cuprins experienţe de laborator, măsurători în condiţii de mină şi analiza matematică.

II

A. Prin încercări de laborator au fost determinate caracteristicile de rezistenţă ale rocilor la principalele forme de solicitare mecanică : compresiune monoaxială, întindere, încovoiere şi forfecare dublă. În total s-au efectuat peste 600 încercări pe 18 tipuri de roci.

Mediile rezistenţelor mecanice obţinute pe tipuri de roci şi exploatări, sînt redate în tabela 1.

În funcţie de valoarea cifrei Brinke (B) cele 18 tipuri de roci au fost grupate în trei categorii. Acele tipuri, la care $B < 3$ au fost grupate în categoria ro-

Tabela 1

Exploatarea	Tipul rocii	Rezistenţa kgf/cm² la				
		Compresiune		Întindere	Încovoiere	Forfecare
		Perpendicular	Paralel			
Filipeştii de Pădure	I	19,20	30,10	4,70	4,40	5,80
	II	22,10	30,70	8,30	8,90	7,60
	III	19,12	22,20	11,00	9,90	8,00
	IV	23,60	18,20	4,22	10,40	5,90
	V	25,40	29,15	8,30	4,60	8,50
Şotînga	VI	23,20	—	3,19	—	5,40
	VII	29,90	—	1,54	—	0,61
Doiceşti	VIII	14,10	—	3,54	—	0,50
Berevoieşti	IX	69,60	—	15,00	—	20,00
	X	44,80	30,30	6,90	—	11,60
	XI	35,50	39,40	11,00	—	11,10
	XII	38,40	50,00	10,40	—	10,20
Godeni	XIII	38,10	49,10	12,70	—	12,03
	XIV	53,00	63,00	16,80	—	17,90
Pescăreasa	XV	38,50	35,60	7,60	—	11,80
	XVI	35,40	37,40	9,02	—	11,50
Poenari	XVII	74,00	—	22,10	—	24,50
	XVIII	71,70	53,50	17,60	—	22,80

cilor plastice, iar tipurile la care $3 < B \leqslant 5$ — în categoria rocilor plastico-friabile. Tipurile la care $B > 5$ au format categoria rocilor friabile. Această categorisire poate constitui un prim criteriu, deoarece la constante elastice şi la rezistenţe mecanice identice cu cît valorile cifrei Brinke sînt mai mici pentru rocile unui pachet, cu atît pachetul va permite convergenţe în limite mai largi şi deschideri mai mari ale abatajului, fără ruperea continuităţii.

B. În condiţii de mină s-au efectuat măsurători de presiune la trei abataje cu front lung de la Fi-

* Autoreferatul disertaţiei de candidat în ştiinţe tehnice.

lipeştii de Pădure şi la patru abataje din bazinul Schitul-Goleşti.

În bazinul Filipeştii de Pădure la metode de dirijare prin prăbuşire totală, în abatajele stratului VII presiunile medii au fost cuprinse între 8 şi 21 t/m². Vîrfurile de presiune au ajuns şi la 37 t/m².

La stratul V presiunile medii au fost determinate între 22 şi 27 t/m², cu vîrful de 42—50 t/m².

La variaţiile de presiune pe stîlpi au o foarte mare influenţă operaţiile de abataje. Cea mai mare influenţă are puşcarea, care în toate cazurile a dus la o creştere în intensitatea presiunii. Această creştere a ajuns uneori la 4—5 tf/m²h. Influenţa havării este mai mică şi se manifestă printr-o creştere a presiunii în limitele de 0,4—0,5 tf/m²h. În urma operaţiilor de demontare şi montare a stivelor presiunea creşte cu o viteză de 1—2 tf/m²h.

Convergenţa medie a coperişului a fost de 4—5 mm/h, au fost însă înregistrate şi viteze de convergenţe de 12—14 mm/h. La aceste viteze încep desprinderile de blocuri şi apar rupturile pe linia frontului.

Din bazinul Schitul-Goleşti la mina Berevoieşti presiunea maximă înregistrată a fost de 35,5 tf/m², iar cea medie de 14—16 tf/m². Sarcina pe elementele de susţinere este maximă la 2—4 m distanţă faţă de front. Dintre operaţiile din abataje, împuşcarea şi tăierea au cea mai mare influenţă asupra creşterii presiunii. După puşcare vitezele de creştere ajung şi la 3 tf/m²h. Convergenţa medie este de 4—5 mm/h ajungînd însă şi la maxime de 7—8 mm/h.

La mina Godeni presiunile determinate pe unitatea de suprafaţă au fost mici, 5,5—12,6 tf/m², cu repartiţie destul de uniformă pe toată lungimea frontului. Valorile medii au fost între 8 şi 9 tf/m², la o deschidere maximă de 3,5—4,0 m.

La mina Pescăreasa presiunile determinate variază între 8 şi 13 tf/m².

La Poenari presiunea se repartizează în mod uniform pe lungimea frontului, ajungînd la intensitatea medie de 7—8 tf/m². Din datele măsurătorilor obţinute în bazinul Cîmpulung rezultă că şi în acest bazin operaţiile din abataj influenţează asupra creşterilor de presiune, însă cu o intensitate mai redusă decît la Filipeştii de Pădure.

C. Paralel cu măsurătorile de presiune efectuate în abataje au fost urmărite şi mişcările suprafeţei prin măsurători topografice. Aceste măsurători au arătat existenţa unor deplasări foarte intense. Influenţa abatajului se resimte în faţa liniei frontului sub un unghi de 68°, manifestat prin alungiri de 2 mm/m şi pantă de 4 mm/m. Datorită acestor deformări coperişul de bază este solicitat la întindere cu mult în faţa liniei frontului. Unghiul convenţional de scufundare pentru bazinul Filipeştii de Pădure are 64°. Scufundarea maximă ajunge la 85—87% din grosimea stratului.

III

Datele măsurătorilor efectuate pe căile de cercetare arătate au scos în evidenţă că în coperişul direct, pe o grosime de 4—5 m sînt solicitări de comprimare, iar pachetele superioare sînt întinse. Deformaţiile produse întrec deformările limită şi se produc crăpături paralele cu linia frontului. Datorită solicitărilor inegale de-a lungul frontului se produc şi crăpături paralele cu direcţia de avansare a abatajelor. Dezvoltarea sistemului de crăpături din cauza vitezelor de avansare reduse premerge abatajul cu 8—10 m, astfel încît la orice poziţie nouă a abatajului pachetele de roci din masivul acoperitor se prezintă deja rupte în blocuri de diferite dimensiuni, formînd un sistem articulat în mişcare. Aceste pachete de roci, cu coeziunea distrusă, nu mai au nici o capacitate portantă. Coeziunea între blocuri este înlocuită cu forţa de frecare pe suprafeţele de contact. În această situaţie pachetele comprimate din coperişul direct suportă în permanenţă o „sarcină dată", egală cu diferenţa greutăţii totale a blocurilor şi a forţelor de frecare pe suprafeţele de contact. La rîndul lui coperişul direct se sprijină pe susţinere. Atîta timp, cît nu intervine o cauză exterioară întregul sistem se află în echilibru relativ. Cauzele exterioare sînt operaţiile din abataj şi timpul. Operaţiile din abataj deranjează echilibrul existent imediat după efectuarea lor, pe cînd influenţa timpului se manifestă după o perioadă oarecare mai îndelungată. Deranjarea echilibrului relativ se manifestă prin schimbarea raportului existent între forţele gravitaţionale şi cele de frecare, în sensul reducerii celor din urmă şi care va avea ca efect imediat o creştere de presiune pe unitatea de suprafaţă susţinută.

IV

Din cele arătate se desprinde concluzia importantă, că datorită existenţei rocilor moi din masivul acoperitor se produc deformaţii considerabile, care pot duce la distrugerea coeziunii rocilor cu mult în faţa frontului de abataj. Pentru a preveni formarea sistemului articulat de blocuri trebuie luate unele măsuri tehnice, reducînd deformaţiile pînă la limitele determinate de natura fizico-mecanică a rocilor.

Pentru simplificare considerînd coperişul ca fiind o „placă în consolă", reducerea deformaţiilor se poate obţine prin limitarea încovoierii coperişului.

În mod practic la limitarea deformaţiilor poate contribui în mod direct creşterea vitezei de avansare şi în mod indirect susţinerea. Rezultate concludente se pot obţine în îmbinarea celor doi factori.

Pentru a putea cunoaşte deformaţiile produse este necesară cunoaşterea deplasărilor orizontale, a deformaţiilor orizontale, pantei şi curburii. Aceste elemente sînt calculabile dacă se cunoaşte curba de profil principal rezultat din scufundarea suprafeţei. După datele măsurătorilor noastre, efectuate pentru bazinele Filipeştii de Pădure şi Schitul-Goleşti, curba de profil principal se poate aproxima prin relaţia :

$$\gamma = \gamma_{o.e}^{-\frac{2}{5}\sqrt{\left(\frac{x}{i}\right)^5}} \qquad (1)$$

unde :

Y_0 reprezintă scufundarea maximă, avînd abscisa x=o ;

e — baza logaritmilor naturali ;

x — variabilă ;

i — abscisa punctului de inflexiune.

În sistemul de coordonate x, y axa y-lor este orientată vertical în jos.

Scufundarea maximă în cazul cînd suprafaţa exploatată atinge valoarea sa critică reprezintă 85—87% din grosimea stratului exploatat.

Punctul de inflexiune, din datele măsurătorilor noastre, se află deviat între spaţiul exploatat sub unghiul

$$\lambda = 90° + \frac{\theta - \delta}{2} \qquad (2)$$

unde :

θ — reprezintă unghiul sub care se atinge suprafaţa critică. Valoarea acestui unghi depinde de natura rocilor, prin unghiul frecării interne, fiind egală cu $(45° + \varphi/2)$;

δ — unghiul de ruptură.

În funcţie de poziţia punctului de inflexiune şi de unghiul de ruptură, scufundarea maximă se atinge la distanţa :

$$\frac{S_{critic}}{2} \equiv H\left[\frac{1}{0{,}65}(\operatorname{cotg}\lambda + \operatorname{cotg}\delta) + \operatorname{cotg}\lambda\right] \qquad (3)$$

faţă de marginea golului subteran. În orice punct A afectat de mişcări, deplasările orizontale se obţin din :

$$u = Y_A \cdot \frac{x}{H} = Y_0 \cdot e^{-\frac{2}{3}\sqrt{\left(\frac{x}{i}\right)^5}} \cdot \frac{x}{H} \qquad (4)$$

unde :

Y_A reprezintă scufundarea în punctul A ;

H — adîncimea.

Din condiţia $\frac{du}{dx} = 0$ se obţine deplasarea orizontală maximă în punctul x = i, avînd valoarea :

$$u_{max} \cong 0{,}67 \frac{Y_0}{H} \cdot i. \qquad (4a)$$

Deformaţiile orizontale specifice se obţin din :

$$\varepsilon = \frac{du}{dx} = \frac{Y_0}{H}\left[1 - \sqrt{\left(\frac{x}{i}\right)^5}\right] \cdot e^{-\frac{2}{5}\sqrt{\left(\frac{x}{i}\right)^5}} \qquad (5)$$

avînd valorile maxime în punctele :

$$x_1 = 0 \; ; \; x_2 = 1{,}65\, i.$$

În aceste puncte deplasările specifice ating valorile :

— lungiri specifice $\varepsilon^+_{max} = 0{,}65 \frac{Y_0}{H}$; (5a)

— scurtări specifice $\varepsilon^-_{max} = \frac{Y_0}{H}$. (5b)

În cele de mai sus s-au determinat forma şi deformaţiile suprafeţei în situaţia finală, cînd nu se mai produc deformări. Este ştiut însă, că suprafaţa îşi va căpăta forma finală în timp şi poziţia oricărui punct afectat de mişcări va fi funcţie de cel puţin două variabile : abscisa punctului şi timpul.

Folosindu-ne de rezultatele lui Martos * şi ţinînd cont de timp, relaţia (1) capătă forma :

$$Y = Y_0\left[1 - e^{-\frac{t}{(T-t)^n}}\right] \cdot e^{-\frac{2}{5}\sqrt{\left(\frac{x}{i}\right)^5}} \qquad (6)$$

unde :

t reprezintă timpul în zile :

T — timpul necesar stingerii mişcărilor ;

n — constantă, caracteristică pentru condiţiile de zăcămînt existente.

Pentru bazinele Filipeştii de Pădure şi Schitul-Goleşti constanta n are valoarea :

Schitul-Goleşti $n = 1{,}70$

Filipeştii de Pădure $n = 1{,}50$.

Viteza cu care se propagă deformaţiile orizontale ale suprafeţei este proporţională cu viteza de avansare a abatajului. Atunci, pentru orice punct P de pe suprafaţă, deformaţiile orizontale la timpul t se pot scrie sub forma :

$$\varepsilon_p = \varepsilon_0\left[1 - e^{-\frac{t}{(T-t)^n}}\right]. \qquad (7)$$

În această relaţie, dacă se ţine seama de viteza de avansare v a frontului de abataj, de timpul necesar afectării suprafeţei de mişcări T_0 şi de timpul necesar de la terminarea exploatării stratului de pe suprafaţa critică pînă la stingerea completă a mişcărilor T_2, atunci relaţia (7) se transcrie sub forma:

$$\varepsilon_p = \varepsilon_0\left[1 - e^{-\frac{S_{cr} - vT_0}{vT_2^n}}\right] \qquad (8)$$

ε_0 — reprezentînd deformaţiile orizontale finale.

Din (8) rezultă concluziile practice :

1. La viteze de avansare reduse deformaţiile specifice vor fi foarte mari, fiind apropiate de deformaţiile finale.

2. Cu creşterea vitezei de avansare, deformaţiile orizontale se reduc.

Pentru condiţiile de la Filipeştii de Pădure de exemplu, cu creşterea vitezei de avansare de la 0,8 m/zi la 1,5 m/zi deformaţiile specifice s-ar reduce cu 63%, ce ar îmbunătăţi simţitor starea mecanică a rocilor din coperiş.

Rolul direct al susţinerii la limitarea deformaţiilor din masiv, mai ales în cazul unui culcuş slab cu rezistenţa la pătrundere de 15—17 kgf/cm², este neînsemnat. Susţinerea în cazul acestor roci slabe are un rol important în protecţia coperişului. Din acest punct de vedere, spre deosebire de coperişuri

* Martos F. A süllyedési teknö — profil egy közelitö egyenlete es az idötényezö B.K.I.K. — 1958.

formate din roci mai dure, reacțiunea susținerii nu trebuie să depășească limita de rezistență a rocilor la compresiune monoaxială. Această cerință se realizează prin creșterea vitezei de avansare și folosirea unei susțineri cu elasticitatea limitată. Această elasticitate trebuie determinată de la caz la caz, în funcție de proprietățile de rezistență ale rocilor (cifra Brinke).

În principiu la stabilirea metodei de dirijare trebuie avuți în vedere factorii naturali și factorii de exploatare. Viteza de avansare a frontului este factorul care determină deformațiile produse, iar proprietățile rocilor determină limitele admisibile ale deformațiilor. Din acțiunea celor doi factori, în strînsă dependență cu grosimea stratului, va trebui să rezulte dacă convergența rocilor din coperiș și culcuș va fi suficientă pentru ca la o distanță oarecare în spatele frontului de abataj să se realizeze închiderea spațiului exploatat. Dacă această închidere nu se realizează fără distrugerea coeziunii rocilor, trebuie luate măsuri tehnice în vederea umplerii spațiului exploatat cu rocă sterilă. Rocile tampon pentru această umplere, în cazul zăcămintelor de lignit, rezultă din rocile aflate în coperiș, aplicînd metoda de dirijare prin prăbușire totală. Ținînd cont de grosimea frecventă a stratelor noastre de lignit, circa 2 m, acele tipuri de roci care permit deformări mari fără distrugerea accentuată a coeziunii lor sînt argilele plastice și plastico-friabile. Rocile friabile nu permit convergențe mari fără distrugerea coeziunii.

În consecință, pentru zăcămintele noastre de lignit pot intra în discuție două metode de dirijare : lăsarea lină a rocilor din coperiș și prăbușirea totală.

În bazinele Filipeștii de Pădure și Șotînga-Doicești rocile acoperitoare în cea mai mare parte sînt formate din roci friabile. Pentru aceste zăcăminte metoda de dirijare este prin prăbușire totală. În cazul rocilor slabe la această mteodă este important ca masa rocilor în scufundare din pachetele superioare să fie echilibrate de rocile prăbușite. Realizarea acestui echilibru depinde de condițiile de interacțiune între rocile rămase în consolă și cele prăbușite.

Prima condiție pentru realizarea echilibrului este ca zonele de prăbușire să se dezvolte pe o înălțime cît mai mare, pentru ca coperișul de bază cu toate pachetele acoperitoare să-și găsească un sprijin care cel puțin pe un timp relativ scurt să limiteze scufundarea pachetelor de roci. Prin echilibrarea coperișului de bază, pachetele din coperișul direct se vor elibera de o mare parte a sarcinilor suplimentare date de pachetele superioare.

Formarea zonelor, pe lîngă proprietățile rocilor, depinde de grosimea stratului, de violența procesului de prăbușire, de susținerea specială și într-o măsură mai mică de susținerea din spațiul de lucru. De asemenea, are un rol important și pasul de prăbușire. Dintre factorii de exploatare, susținerea specială contribuie în mod direct la formarea zonelor. Pentru aceasta este necesar, să dezvolte pe un timp scurt — fără deformare — o reacție de circa 25 tf/m necesar fracturării coperișului direct. Pentru aceasta, în cazul susținerii în lemn corespunde un singur rînd de orgă, juguri întărite sau chiar stive incompresibile. În cazul susținerii metalice corespund stîlpi de abataj, dispunerea lor fiind în funcție de capacitatea lor portantă.

După prăbușire, pe măsura avansării frontului lungimea consolei crește, crescînd și convergența. Viteza de convergență a coperișului direct este proporțională cu viteza de comprimare a maselor de roci prăbușite, care se află sub influența greutății pachetelor din coperișul de bază. Dacă în această perioadă susținerea din abataj ar lucra rigid, presiunea ar crește mult. Din acest punct de vedere o susținere rigidă nu ar fi rațională. Pe de altă parte o convergență, în limitele de deformare admisibile ale rocilor, nu este periculoasă.

Caracteristicile generale de lucru ale unei susțineri pot fi exprimate sub forma :

$$\varepsilon = \frac{P \cdot 100}{(Q - P)^n} \qquad (9)$$

unde :

- ε reprezintă compresibilitatea cadrelor, % ;
- P — variabilă, reprezentînd sarcina pe stîlp ;
- Q — constantă, reprezentînd capacitatea portantă a stîlpilor ;
- n — constantă care caracterizează lucrul susținerii.

Pentru minele noastre se recomandă stîlpi cu caracteristicile $Q = 20$t, $2{,}1 \leqslant n < 2{,}5$.

Pasul de prăbușire recomandat este de 2,0—5,0 m, urmînd să se stabilească în mod experimental pasul optim. În cazul susținerii metalice se alege limita minimă.

În bazinul Schitul-Goleşti rocile înconjurătoare sînt formate din argile plastice și plastico-friabile, întregul complex dovedind o capacitate portantă mai bună. Culcușul are proprietăți de umflare accentuate. Pentru aceste condiții de zăcămînt metoda rațională de dirijare a presiunii rocilor este prin lăsarea lină a rocilor din coperiș.

În condițiile concrete de la Schitul-Goleşti imediat deasupra stratului se află un banc de argilă friabilă, care necesită o atenție specială. Este indicat, ca aceste pachete să fie menținute în tavan prin lăsarea unui banc de cărbune protector și bandajare. În cazul susținerii în lemn nu are o importanță deosebită, dacă pe după stivele elastice folosite ca susținere specială aceste pachete vor cădea sau nu. În cazul susținerii metalice în schimb este deosebit de important ca aceste bancuri să se desprindă după răpirea stîlpilor metalici. Prin aceasta bancurile de argilă friabilă formează un tampon, metoda apropiindu-se de cea prin prăbușire totală. Ca susținere metalică se recomandă stîlpi cu caracteristicile : $Q = 15$ t, $2{,}1 \leqslant n < 2{,}5$.

Metodele de dirijare propuse pentru zăcămintele noastre de lignit au fost verificate și practic cu rezultate bune.

În lumina datelor obținute se fac unele recomandări practice la aplicarea celor două metode de dirijare.

La acele mine de lignit, unde se aplică metoda de dirijare prin prăbușire totală, la abatajele susținute în lemn stivele elastice trebuie eliminate. Înaintea efectuării lucrărilor de prăbușire, rîndul de stîlpi pe linia de fractură trebuie întărit. Din spațiul unde urmează efectuarea prăbușirii, elementele de susținere trebuie eliminate. Pentru a crea condiții favorabile formării zonelor de prăbușire, cît și pentru a reduce lucrările neproductive se alege pasul maxim de 5,0 m. Pe lîngă aceste măsuri se cere îmbunătățirea avansărilor lunare, atingînd în mod ritmic vitezele lunare de cel puțin 25—30 m. Prăbușirile trebuie efectuate în mod regulat.

În cazul susținerii metalice eforturile trebuie îndreptate înspre asigurarea funcționării mașinilor de tăiat, încărcat și transport în primul culoar din fața frontului. Se recomandă folosirea stîlpilor tasabili la sarcină constantă, cu caracteristici de lucru uniforme pentru toți stîlpii. Pe linia de fractură se pot folosi aceiași stîlpi, reacția susținerii întărindu-se însă înainte de efectuarea prăbușirilor. Pentru îmbunătățirea vitezelor de avansare se recomandă mecanizarea cadrelor.

Metodele de dirijare prin lăsarea lină a rocilor din coperiș sînt mai puțin pretențioase și la acele mine de lignit, unde condițiile sînt asemănătoare celor de la Schitul-Golești, iar susținerea se realizează în lemn, se recomandă folosirea stivelor elastice, combinate cu folosirea grinzilor lungi de 2 — 2,2 m, conform monografiilor de la minele Godeni și Poenari.

În abatajele susținute în metal se recomandă trecerea la metoda de dirijare prin prăbușire totală.

Influența unor reactivi de flotație asupra adsorbției uraniului de către ioniți

Ing. S. Tătaru

Dezvoltarea într-un ritm rapid a industriei uraniului în ultimii ani a dus la elaborarea unor procedee și scheme tehnologice noi.

Astfel, schimbul ionit își datorează răspîndirea în hidrometalurgie aproape în exclusivitate industriei uraniului. În ce privește schemele tehnologice, în industria uraniului se remarcă prezența concomitentă a diverselor procedee tehnologice de prelucrare: prepararea mecanică, hidrometalurgia, pirometalurgia, în cele mai diverse combinații. În aceste condiții este normal de așteptat ca aceste procedee să influențeze unele asupra altora, să se condiționeze reciproc. Un interes aparte prezintă influența reactivilor de flotație asupra prelucrării ulterioare a materiei prime uranifere, în particular asupra tratamentului hidrometalurgic cu schimbători de ioni.

Flotația directă a minereului uranifer, cu obținere de concentrate și sterile, se întîlnește relativ rar în industria uraniului. Cel mai frecvent se folosește flotația, fie pentru separarea altor componente utile din minereu, sau din reziduurile leșierii, fie pentru divizarea minereului inițial în diferite fracțiuni de compoziție mineralogică diferită, de exemplu o fracțiune silicioasă și una carbonatată, care urmează să fie supuse leșierii acide și respectiv alcaline. În Canada, la fabrica de la Beaverlodge, pirita se separă prin flotație din materialul ce trebuie să fie leșiat cu sodă. Prezența piritei în minereu ar duce la consumuri ridicate de ioni carbonatați. Tot în Canada, la Port-Radium, prin flotare cu xantați se separă din materia primă uraniferă un concentrat cupros. În Republica Sud-Africană sînt supuse flotației cu xantați reziduurile cianurării cu conținut extrem de mic de uraniu (0,01%). Prin acest procedeu se reușește să se extragă în concentrat pînă la 50% din uraniu și 90% din pirita auriferă. Tot în Africa de sud a căpătat o răspîndire largă flotarea piritei din reziduurile leșierii acide a uraniului, lucru care a dus la asigurarea aproape integrală cu acid sulfuric necesar leșierii. La Rum-Jungle, în Australia, din reziduurile leșierii se extrage prin flotare un concentrat cupros, care este valorificat aparte.

În Franța, la fabrica de la Guégnon (Saône-et-Loire), a reușit flotarea cu obținere de steril; aici s-a supus flotației cu acid oleic un minereu conținînd fosfați de uraniu: parsonsitul și daviditul. În cazul preparării unui minereu conținînd 0,02%—0,2% uraniu, se obțin extracții de 60—90%, gradul de concentrare variind în funcție de conținut de la 40 la 130. Tot în Franța, la Uzina de preparare de la Bois-Noir (Puy de Dôme), se supune flotării un produs intermediar de la sortarea radiometrică. Se obține un concentrat relativ sărac în uraniu (ce urmează să fie tratat prin procedee chimice) și sterile.

Așa cum reiese din datele literaturii de specialitate, în care se generalizează experiența prelucrării minereurilor uranifere în țările capitaliste [1—3], flotația, ca și în celelalte procedee de preparare mecanică, participă cu pondere relativ mică în

fabricarea uraniului. Simplitatea şi economicitatea acestor procedee în comparaţie cu cele chimice fac însă ca să continuie lucrările de cercetare, de preparare mecanică a minereurilor uranifere. În unele ţări au fost obţinute succese remarcabile în acest domeniu, în particular, prin folosirea unor reactivi de flotaţie noi. Din această cauză studiul influenţei reactivilor de flotaţie asupra adsorbţiei uraniului de către ioniţi poate fi considerat de actualitate.

I. Caracteristica materialelor folosite

Experienţele s-au efectuat pe o soluţie sintetică de uraniltricarbonat de amoniu $(NH_4)_4[UO_2(CO_3)_3]$ conţinînd 0,5 g/l uraniu şi 20 g/l $(NH_4)_2CO_3$. Drept reactivi de flotaţie au fost folosiţi: xantogenatul etilic de sodiu (activitate 85%), întrebuinţat în flotaţie ca agent colector, ditiofosfatul dicrezilic conţinînd 25% P_2O_5 (aeroflot crezol nr 25), întrebuinţat ca spumant şi colector, şi uleiul de pin — reactiv spumant.

Pentru adsorbţia uraniului s-au folosit răşinile schimbătoare de anioni, puternic şi slab alcaline.

1) Amberlite IRA-400, un produs de policondensare a stirolului cu divinilbenzol clormetilat conţinînd grupe active puternic alcaline de amină cuaternară $-\overset{+}{N}(CH_3)_3$. Răşina se prezintă sub formă de granule sferice de dimensiunile 0,2—0,9 mm. Densitatea aparentă 0,67 g/cm³ (Fabricaţie Rohm and Haas Co. Philadelphia, S.U.A.).

2) *Wofatit* L-150 de alcalinitate medie, obţinută pe bază de polietilenpoliamină şi epiclorhidrină. Se prezintă sub formă de granule neregulate de culoare galbenă, cu dimensiunile 0,4—1 mm. Densitatea aparentă 0,65 g/cm³ (Fabricaţie Wolfen Fabrik Bitterfeld. R.D.G.).

3) *Zerolit* G, răşină slab alcalină, conţinînd ca şi amberlite IRA-400, polistirol şi divinilbenzol, dar avînd grupe active slab alcaline de dimetilamină $-\overset{+}{N}H(CH_3)_2$. Se prezintă sub formă de granule sferice cu dimensiunea 0,4—0,6 mm. Densitatea aparentă 0,65 g/cm³ (Fabricaţie Permutit Co. Londra).

II. Modul de efectuare a experienţelor

În scopul studierii influenţei reactivilor de flotaţie asupra adsorbţiei uraniului de către ioniţi, în flacoanele unui agitator Wagner ($n = 60$ rot/min) s-au introdus cîte 300 cm³ din soluţia alcalină de uraniltricarbonat şi cîte 0,2 g răşină schimbătoare de ioni (recalculat la greutatea în stare uscată). În flacoane s-au adăugat apoi cantităţi variabile de reactivi de flotaţie şi s-a agitat timp de trei ore.

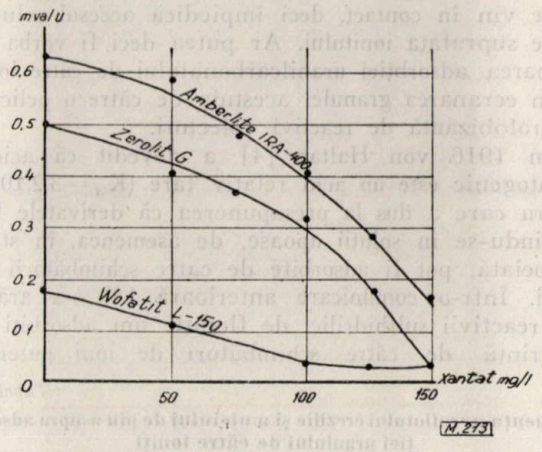


Fig. 1. Influenţa xantogenatului etil de sodiu asupra adsorbţiei uraniului de către ioni.

După trecerea timpului fixat pentru contactare,

Tabela 1

Influenţa xantogenatului etilic asupra adsorbţiei uraniului de către ioniţi

Nr. crt.	Xantogenat adăugat, mg/l	Amberlite IRA-400			Zerolit G.			Wofatit L-150		
		Uraniu adsorbit		Concentraţie finală de U, g/l	Uraniu adsorbit		Concentraţie finală de U, g/l	Uraniu adsorbit		Concentraţie finală de U, g/l
		mval.	din iniţial, %		mval	din iniţial %		mval	din iniţial, %	
1	0	0,624	98,8	0,004	0,5	79,2	0,11	0,177	28	0,36
2	50	0,582	92	0,04	0,405	64	0,18	0,105	16	0,42
3	75	0,474	80	0,10	0,37	60	0,20	0,025	4	0,48
4	100	0,405	64	0,18	0,34	54	0,26	0,025	4	0,48
5	125	0,278	44	0,28	0,177	28	0,36	0,025	4	0,48
6	150	0,152	24	0,38	0,025	4	0,48	0,025	4	0,48

Soluţia epuizată de uraniltricarbonat s-a separat de răşină prin filtrare, răşina a fost spălată cu apă distilată care s-a unit apoi cu filtratul. În filtrat s-a determinat conţinutul de uraniu prin procedeul cu fosfat disodic şi tiosulfat (metoda Wolcov), cantitatea de uraniu absorbită de către răşină s-a determinat prin diferenţă. Rezultatele experienţelor sînt date în tabelele 1 şi 2, şi în figurile 1 şi 2.

III. Analiza rezultatelor obţinute

Din datele părţii experimentale rezultă că reactivii de flotaţie sulfhidrilici, xantogenaţii şi aeroflot-uri,

influențează în mod negativ sorbția uraniului de către ioniți, în timp ce uleiul de pin practic nu are nici o influență asupra acestui fenomen. O explicație a influenței negative a reactivilor sulfhidrilici asupra adsorbției o poate constitui faptul că, în timp ce schimbul de ioni se bazează pe udarea rășinii de către soluție și pătrundera ionilor prin rețeaua de divinilbenzol a ionitului, reactivii de flotație colectori, dimpotrivă, hidrofobizează suprafețele cu care vin în contact, deci împiedică accesul soluției spre suprafața ionitului. Ar putea deci fi vorba de frînarea adsorbției uranilcarbonatului de către ionit prin ecranarea granulei acestuia de către o peliculă hidrofobizantă de reactivi colectori.

În 1916, von Haltan [4] a dovedit că acidul xantogenic este un acid relativ tare ($K_d = 3{,}2.10^{-2}$) lucru care a dus la presupunerea că derivatele lui, găsindu-se în soluții apoase, de asemenea, în stare disociată, pot fi adsorbite de către schimbătorii de ioni. Într-o comunicare anterioară [5] s-a arătat că reactivii sulfhidrilici de flotație sînt adsorbiți cu ușurință de către schimbători de ioni puternic

Tabela 2

Influența aeroflotului crezilic și a uleiului de pin asupra adsorbției uraniului de către ioniți

Nr. crt.	Conținutul inițial al reactivului, mg/l	Ulei de pin		Aeroflot crozilic	
		Concentrație finală a uraniului, g/l	Uraniu adsorbit din inițial, %	Concentrație finală a uraniului, g/l	Uraniu adsorbit, din inițial, %
1	0	0,012	97,6	0,088	82,5
2	75	0,026	92,8	0,16	68
3	150	0,019	96,2	0,245	49
4	225	0,009	98,1	0,285	44
5	300	0,012	97,5	0,33	34
6	400	0,017	97,2	0,375	25

alcalini. În aceste cazuri au loc reacții de dublu schimb ionic de tipul:

$$RCl + C_2H_5OCSSNa \rightarrow RC_2H_5OCSS + NaCl,$$

unde R reprezintă matrița rășinii, iar Cl — contra ionul clor cu care este încărcată rășina.

În ce privește afinitatea ioniților puternic bazici

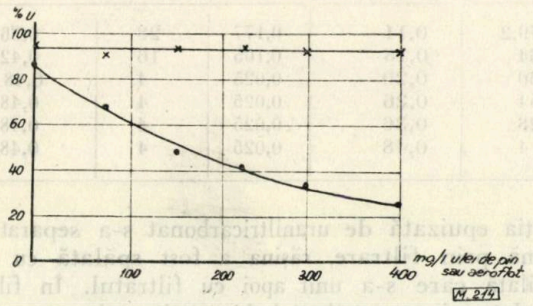


Fig. 2. Influența uleiului de pin și a ditiofosfatului dicrezilic (aerofloat nr. 25) asupra adsorbției uraniului de către anionitul Amberlite IRA-400 :

—×— ulei de pin: —•— aeroflotat.

față de xantogenați aceasta crește, o dată cu lungimea lanțului apolar a reactivului, în ordinea: etilic < propilic < butilic < amilic . . .

Raportul cantitativ al afinității xantogenaților față de un anionit puternic alcalin este exprimat de raportul polarizabilității lor, care crește de la un omolog la altul cu $1{,}83.10^{-24}$ cm^3.

În ce privește uleiul de pin — substanță heteropolară superficial activă, foarte puțin solubilă în apă și nedisociabilă — nu influențează adsorbția uraniului de către ioniți, fiind el însuși incapabil să fie adsorbit, și deci nu poate ocupa grupele funcționale ale rășinei în detrimentul uraniului. Pentru a verifica ipoteza că uleiul de pin nu este adsorbit de către ioniți, s-a folosit aparatul „Rehbinder" pentru măsurarea presiunii maxime de formare a picăturii înăuntru unui lichid. Metoda este bazată pe faptul că adăugînd apei o substanță mai puțin polară, aceasta concentrîndu-se la suprafața amestecului, îi micșorează tensiunea superficială.

Acest lucru s-a observat măsurînd tensiunea superficială a apei înaintea adăugării uleiului de pin, cînd s-a obținut valoarea $\sigma = 72{,}8$ erg/cm^2, în timp ce măsurînd în aceleași condiții tensiunea superficială a apei, căreia i s-au adăugat trei picături de ulei de pin, s-a obținut, pentru tensiunea superficială, valoarea $\sigma = 37{,}5$ erg/cm^2. Adăugînd aceste emulsii de apă și ulei de pin 3 g rășină amberlite IRA-400 și agitînd timp de 30 min s-a măsurat din nou tensiunea superficială a suspensiei. Se presupune că, în cazul cînd uleiul de pin ar fi fost adsorbit de către ionit, el dispărînd de la suprafața apei, ar fi dus la mărirea tensiunii superficiale și ar fi trebuit să se obțină pentru ea o valoare cuprinsă între 37,5 și 72,8 erg/cm^2. Cu toate acestea s-a obținut, pentru tensiunea superficială a emulsiei agitate cu ionit, tot valoarea 37,5 erg/cm^2. Acest lucru dovedește că în apă a rămas aceeași cantitate de ulei de pin și că ionitul este incapabil să adsoarbă acest reactiv.

IV. Concluzii

1. Reactivii de flotație sulfhidrilici, xantogenații și ditiofosfații, influențează în mod negativ adsorbția uraniului de către ioniții puternic și slab bazici, din soluțiile alcaline.

2. Fenomenul de „depresarea" adsorbției uraniului se explică prin adsorbția reactivilor sulfhidrici de către ioniți conform unui mecanism analog sorbției uraniului. Ocuparea grupelor active din interiorul rășinei de către ionii xantogenici și ditiofosforici duce la reducerea capacității pentru uraniu.

3. Uleiul de pin practic nu influențează sorbția uraniului de către ioniți, lucru ce se poate explica prin pasivitatea schimbătorilor de ioni față de acești reactivi puțin solubili și nedisociabili.

Bibliografie

[1] Zefirov, A. P. ș.a. *Zavodî po pererabotke uranovîh rud v capitalisticeskih stranah.* Gosatomizdat, Moskva, 1962.
[2] * * * *Uranium in South-Africa 1946—1956,* vol. 2, Johannesburg, 1957.
[3] Cernosvitov, I. I. *Trebovaniia promîșlenosti k kacestvu mineralnovo sîriia.* Fasc. 67, Uraniu, Gosgeolizdat, Moskva, 1959.
[4] Gaudin, A. M. *Flotation.* Mc Graw-Hill, 1957.
[5] Plaksin, I. N. și Tătaru, S. *Folosirea schimbului ionic în unele procese de flotație și hidrometalurgie.* În: Revista Minelor, nr. 6, 1962.

Documentare

Janda, J. şi Charvat, Vl. **Pregătirea şi protejarea probei pentru analiză în vederea determinării capacităţii de cocsificare a cărbunilor** (Priprava a chraneni analyteckého vzorku pro stanoveni koksovatelnosti uhli). În: Paliva, **42**, nr. 9, sept. 1962, p. 266—268, 7 tabele, 7 ref. bibl.

În articol se arată influenţa uscării la o temperatură mai ridicată şi a depozitării mai îndelungate asupra cărbunilor din bazinul Ostrava. Din datele prezentate în tabele rezultă că pregătirea cărbunilor poate fi accelerată prin uscare la o temperatură mai ridicată decît cea permisă de standard, dacă se adaugă un conţinut de umiditate în proba analitică de cel puţin 0,5—1%. Această umiditate exercită o anumită protecţie împotriva pătrunderii oxigenului la suprafaţa cărbunelui. Pentru păstrarea mai îndelungată a probelor de cărbune se recomandă simpla depozitare a acestora în borcane cu dop şlefuit, în care s-a făcut vid la o presiune absolută de 30—50 min Hg. În acest mod, probele pot fi păstrate fără schimbări pînă la jumătate de an.

Schubert, H. **Concentrarea sărurilor de potasiu prin separarea gravitică, flotaţie şi în cîmp electric** (Die Anreichrung von Kalisalzen durch Dichtesortierung, Flotation und im elektrischen Feld). În: Bergakademie, **14**, nr. 6, 1962, p. 383—391, 9 fig., 3 tabele, 45 ref. bibl.

În afară de procedeul clasic de separare a sărurilor de potasiu prin dizolvare, în prezent se aplică metodele de preparare gravitice, prin flotaţie şi separarea în cîmp deschis. O parte importantă din producţia de săruri de potasiu este prelucrată prin flotaţie. Se descriu metode de flotare a acestor săruri în soluţie saturată, arătîndu-se reactivii folosiţi şi condiţiile optime de flotare. De asemenea se descrie şi metoda flotării combinate cu procedeul de separare prin dizolvare, precum şi separarea în cîmp electrostatic.

Szabo, L. **Utilizarea hidrocicloanelor la executarea lucrărilor de rambleiere** (Hidrociklonok alkalmazese tömedékelési munkeknal). În: Banyaszati Lapok, **95**, nr. 6, 1962, p. 393—402, 13 fig., 2 tabele, 2 ref. bibl.

La mina de fier din Resck, reziduurile de la preparare sînt utilizate la rambleierea spaţiilor excavate în mină. În acest scop, reziduurile sînt depozitate în silozuri şi apoi transportate cu vagonetele de mină. În ultima vreme a fost introdus un nou procedeu de transport al materialului de rambleiere. După acest procedeu, materialul de rambleiere este dirijat direct în mină cu ajutorul unor conducte după separarea în hidrocicloane a fracţiunii grosiere. În acest fel, transportul materialului se face mai repede şi se evită formarea de praf.

Prasek, K. ş.a. **Studiul tehnico-economic al producerii gazului de iluminat prin gazeificare sub presiune, în generatoare cu evacuarea zgurei lichide** (Technicko-ekonomicka studie vyroby svitiplynu tlakovym zplynovanim, v generatorech s odtanem kapalne strusky). În: Paliva, **42**, nr. 9, sept. 1962, p. 257—261, 6 fig., 3 tabele, 3 ref. bibl.

Tehnologia gazeificării cărbunilor sub presiune folosind generatoare cu evacuarea zgurei lichide, tehnologie pusă la punct în ultimii ani în Anglia, S.U.A. şi U.R.S.S., prezintă mari avantaje tehnice şi economice pentru valorificarea cărbunilor. În comparaţie cu gazeificarea sub presiune a oxigenului şi a aburului, producerea gazului de iluminat prin metoda de mai sus este mai avantajoasă, deoarece duce la un conţinut mai mare de oxid de carbon în gaz (aproape 30%). Cheltuielile de investiţie şi de fabricaţie sînt mai reduse, eficacitatea economică a generatorului cu evacuarea zgurei lichide este cu aproximativ 4% mai mare. Deoarece există însă obligaţii serioase în privinţa toxicităţii gazului distribuit, ar trebui să se convertizeze şi să se metanizeze mai mult de 50% din gazul produs, ceea ce ar influenţa însă defavorabil eficacitatea economică a procedeului.

Baberkov, I. ş.a. **Posibilitatea de exploatare a zăcămintelor de cărbuni cu pluguri în R. P. Bulgaria** (Vrhu vzmojnostite za strugov dobiv na vglişcea u nas). În: Monno delo i metalurghia, R. P. Bulgaria, **17**, nr. 5, 1962, p. 6—10, 7 fig.

Se comunică rezultatele încercărilor efectuate în R. P. Bulgaria pentru mecanizarea extragerii cărbunelui cu ajutorul plugurilor de tip uşor. Încercările au fost efectuate cu plugul screper şi plugul-ferăstrău. Se descriu lucrările şi se arată că în cele trei bazine carbonifere în care au fost efectuate încercările există posibilităţi tehnice şi economice pentru aplicarea cu succes a plugurilor de cărbune.

Casteel, L. W. **Aparat pentru încărcarea pneumatică a găurilor de mină cu amestecul exploziv nitrat de amoniu-petrol** (St. Joe's pneumatic charger). În: Mining Engineering, **14**, nr. 5, mai 1962, p. 59—60, 1 fig.

Încărcătorul pneumatic pentru găuri de mină de 28,6—35 mm diametru se compune dintr-un mic rezervor cilindric de tablă, cu fundul în formă de pîlnie. La ieşirea pîlniei se află un cot de racordare cu robinet, pentru un furtun. La partea superioară, rezervorul are un capac şi este prevăzut cu un orificiu lateral de 25,4 mm diametru, pentru admiterea aerului comprimat, care va apăsa de sus în jos asupra amestecului exploziv. Capacitatea încărcătorului este de circa 11,3 kg, iar presiunea de lucru — de circa 1,4 at. Aparatul este echipat cu un reductor de presiune de la 6,3 la 1,4 at. S-a prevăzut un tripied pentru susţinerea încărcătorului în timpul umplerii găurilor de mină.

Oss, D. G. şi Erickson, S. E. **Controlul parametrilor operaţiilor la prepararea minereului de fier în medii dense** (Instrumentation and control of the heavy media process). În: Mining Engineering, **14**, nr. 5, mai 1962, p. 41—45, 8 figuri.

Minereul de fier se prepară în medii dense pe bază de ferosiliciu. Se descrie aparatajul folosit pentru controlul procesului. Astfel, densitatea se menţine constantă cu ajutorul unui dozator cu control prin izotopi radioactivi şi se înregistrează pe o diagramă. Un întreruptor cu mercur comandă automat, în funcţie de densitatea constatată, concentrarea sau diluarea mediului greu. Nivelul lichidului este reglat printr-un aparat pneumatic, de control automat, care acţionează în funcţie de presiunea exercitată de înălţimea unei coloane de lichid de o anumită densitate.

Warton, P. B. **Cîteva observaţii asupra drenajului şi a degajărilor de gaze în mină** (Some observations on the drainage and emission of firedamp). În : Mining Engineering **121,** nr. 21, iunie 1962, p. 577—589, 5 fig., 3 tabele, 7 ref. bibl.

La drenarea metanului din strat prin găuri de mină depărtate la 4—9 m, de 63,5 mm diametru şi 12—16 m lungime, în abatajele cu front lung, într-o serie de exploatări carbonifere, s-a aplicat metoda de aspiraţie a gazului. Astfel, s-a dublat debitul de gaze colectate, dar concentraţia de metan a scăzut de la 100%, la 67%. Forarea unor găuri adînci de 40 m nu a dat rezultate mai bune decît la găurile scurte. De asemenea, nici mărirea diametrului găurilor la 305 mm nu a dus la o creştere a debitului. Încercările au comportat şi determinarea condiţiilor optime de etanşare a legăturilor între găuri şi conductele de aspiraţie, a influenţei variaţiei depresiunii sau aceea a avansării abatajului ori a înclinării găurilor. De asemenea, s-au studiat efectele exploatării prin surpare asupra degajărilor de metan.

Stefanko, R. **Asupra susţinerii de lungă durată prin ancorarea cu buloane** (New look at long-term anchorage: key to roof bolt efficiency). În : Mining Engineering **14,** nr. 5, mai 1962, p. 55—59, 7 fig., 1 tabelă, 9 ref. bibl.

Comportarea în timp a ancorării coperişului dintr-o mină de cărbuni a fost cercetată măsurîndu-se eforturile în ancore. S-au utilizat tensiometre şi tampoane de compresiune. Pe ancorele existente s-a constatat că, după patru săptămîni de la ancorare, eforturile au scăzut cu 23—44%, iar în două cazuri chiar cu 84% şi, respectiv, 100%. Cauzele determinate prin încercări de laborator au fost următoarele : fluajul oţelului bulonului, detorsionarea bulonului iniţial torsionat, deformarea gurii găurii de bulonare şi alunecării bulonului. Prin noi cercetări s-a făcut o reproiectare a elementelor componente ale buloanelor potrivit comportării lor în diferite categorii de roci.

Dorjinchevici, B. I. **Noi soluţii tehnice pentru amenajarea puţurilor de la minele din bazinul Krivoi-Rog** (Novîe tehniceskie reşeniia po armirovke stvolov şaht Krivoirojskovo basseina). În : Şahtnoe stroitelstvo nr. 11, noiembrie 1962, p. 6—9.

Autorul arată că o dată cu tendinţele de construire a minelor de mare capacitate s-au ivit şi probleme în legătură cu ridicarea indicilor tehnico-economici ai întreprinderilor miniere. Asigurarea vitezelor mari de transport în puţuri de la adîncimi de la 1 200—1 500 m cu schimburi de la 25—50 t a devenit o problemă de mare importanţă. Vitezele de transport de 12—16 m/s, cu ghidaje rigide, la o sarcină de capăt de 16,6 t, au dat tensiuni în elementele amenajării puţului de 1,7 t, adică circa 10—15% din greutatea de capăt. O rezolvare necorespunzătoare a dificultăţilor indicate duce la reducerea productivităţii transportului cu schip cu 25—30%. De aceea, în baza experienţelor de la mai multe mine şi cercetărilor a diferitelor institute, s-a ajuns la propuneri de perfecţionare a elementelor actuale de amenajare prin folosirea unor moaze şi ghidaje tubulare cu profil dreptunghiular. Pentru asigurarea unei mişcări line, fără şocuri, se propune folosirea rolelor elastice de ghidaj. Se prezintă trei figuri şi un tabel cu secţiuni ale moazelor, cu caracteristicile tehnice.

Fridland, M. A. **Armătura de securitate extensibilă în consolă** (Predohranitelnaia konsolno-vîdvijnaia krepi). În : Şahtnoe stroitelstvo, nr. 11, noiembrie 1962, p. 18—20.

În articol se descrie o armătură de securitate extensibilă în consolă, arătîndu-se că Trustul Dolinskşahtstroi şi direcţiile lui de construcţie au elaborat diferite feluri de aşa-zise armături extensibile de securitate, metalice, din lemn sau din elemente de prefabricate din beton armat în vederea susţinerii definitive a lucrărilor miniere.

În schiţele ce însoţesc textul se dau detalii despre felul fixării jugului extensibil în hamuri şi scoabe, în aşa fel ca locurile de muncă de la fronturile de lucru ale lucrărilor cu roci nestabile, mai ales după puşcare, să fie asigurate în mod cît mai complet.

Prin armătura indicată se realizează o cît mai rapidă susţinere — condiţie obligatorie pentru prevenirea surpărilor ; totodată se îmbunătăţeşte şi tehnologia operaţiilor de susţinere.

Folosirea unei asemenea armături la minele din Ciurubai-Nurinsk a permis ca în semestrul I/1962 accidentele de muncă, din cauza căderii cărbunelui şi sterilului, să se reducă la 2,5 ori faţă de acelaşi semestru al anului 1961, cînd această armătură de securitate nu se aplica.

Lamba, D. K. şi Vasileva, V. S. **Cleiuri pentru îmbinarea monolitică a construcţiilor din plastbeton şi beton la construcţiile subterane** (Klei dlea omonolicivania plastbetonnîh i betonnîh konstrueţii v podzemnom stroitelstve). :n : Şahtnoe stroitelstvo nr. **11,** noiembrie 1962, p. 14—16.

Autorii, după ce dau cîteva informaţii generale despre plastbetonul organo-mineral fără ciment, arată că s-au experimentat inele de susţinere din materialul amintit pentru un colector de 38 m supus unei infiltraţii de apă. Faţă de conducta din beton sau beton armat, infiltraţia de apă la plastbeton a fost de 30 ori mai mică. Ca urmare, la uzinele de plastbeton s-au fabricat prototipuri de armături — tubinguri STK şi plăci R-1 pentru puţuri, compuse din elemente prefabricate. Folosirea blocurilor din plastbeton tip BTO-10 pentru susţinerea tunelurilor a dus la economii de 5 t metal pe 1 m de tunel. Pentru asigurarea impermeabilităţii întregii lucrări este necesar ca inelele de susţinere să fie lipite cu material rezistent şi corespunzător etanşeităţii cerute. În articolul respectiv se dau două reţete de cleiuri şi rezultatele încercărilor de rezistenţă în diferite condiţii grele, cu apă corosivă. Cleiurile nr. 1 şi 8 au fost experimentate şi pentru lipirea construcţiilor din beton, obţinîndu-se îmbinări monolitice de rezistenţă mare. În felul acesta s-a dovedit aplicabilitatea preţioasă a cleiurilor speciale pentru lucrări miniere.

Kurbatov, K. A. şi Smoldirev, F. A. **Cercetările transportului hidraulic al minereurilor de fier din Krivoi-Rog** (Issledovanie ghidravliceskovo transporta krivorjskih jeleznîh rud). În : Gornîi jurnal nr. 11, noiembrie 1962, p. 51—54.

Autorii analizează procesul de transport hidraulic — în conducte orizontale şi verticale ale minereului de fier, aflat în diferite stadii de granulaţie, de la 0—30 mm pînă la 2—15 mm. Greutatea medie volumetrică a minereului, ales pentru experimentare, a fost de 4,24 g/cm^3. Parametrii principali ai transportului hidraulic care determină eficienţa lui sînt : consumul de apă, densitatea amestecului de apă şi solid şi pierderile specifice de presiune. Cercetările au confirmat posibilitatea tehnică şi oportunitatea practică a transportului hidraulic al minereului de fier afînat şi a concentratelor cu greutate spespecifică de circa 4,3 g/cm^3. Hidrotransportul este

deosebit de eficient pentru minereul de fier, în care conținutul fracțiunii de 0—2 mm prezintă circa 50%. Parametrii transportului hidraulic al minereului brut se îmbunătățesc cînd fracțiunea fin dispersată atinge 20—30%. Pentru minereul sortat în bucăți, hidrotransportul nu este eficient, pierderile de presiune fiind în creștere.

Turceaninov, P. S. **Metoda de determinare rapidă a termenelor de serviciu ale conductelor de tulbureală** (Sposob uskorenovo opredeleniia srokov slujbî pulpovodov) În: Gornîi jurnal nr. 11, noiembrie 1962, p. 54—58.

Se expune metoda de determinare rapidă a termenelor de serviciu ale conductelor de tulbureală în vederea stabilirii capacității de transport hidraulic și a duratei de amortizare a conductei. Acest lucru are o importanță mare pentru determinarea eficienței tehnico-economice a transportului hidraulic, a securității lui în condiții date de exploatare și pentru planificarea consumului de țevi.

Pentru obținerea datelor necesare relativ la uzura țevilor de conductă, autorul a elaborat metoda folosirii unor manșoane cilindrice din cupru de 1,5—2 mm, introduse în țeavă la îmbinare, sau a întrebuințării unor mufe triple cu manșoane din cupru intercalate între două țevi.

În cazul transportului hidraulic al unui material foarte abraziv și în bucăți mai mari, se recomandă folosirea manșoanelor din oțel.

Uzura peretelui manșoanelor se determină cu ajutorul unei formule.

Gheleskul, N. M. Ilienko, A. A. și Usak — Podgernov, M. B. **Folosirea armăturii din beton armat în formă de arc articulat** (Primenenie jelezobetonnoi arocinoi șarnirnoi krepi). În: Ugol Ukrainî nr. 11, noiembrie 1962, p. 11—13.

Autorii expun experimentările efectuate la trei mine din Donbas cu armături din beton armat în formă de arce articulate pentru galerii cu secțiune transversală de 5,8 m² și de 9,6 m². Se dau caracteristicile tehnice ale elementelor prefabricate; lungimea unui element (1,7—2,3 m), greutatea unui element (64—90 kg), consumul de materiale pentru o armătură (beton 0,086—0,122 m³, metal 25,2—32,6 kg), precum și sarcina portantă a arcelor (25—20 t). Susținerea galeriilor s-a făcut cu arce prefabricate din beton armat, așezate la distanțe de 0,8 m și la o depărtare de la frontul de lucru al galeriei de 10—15 m. Distanța între armături poate varia, în funcție de presiunea rocilor, între 0,5—1,0—1,2 m.

Din tabela comparativă a cheltuielilor de susținere cu diferite armături reiese că armătura în formă de arc articulat este avantajoasă, fiind recomandată pentru folosirea ei la susținerea lucrărilor miniere orizontale și înclinate (pînă la 20°) cu secțiune utilă de 6 m². Experimentările s-au făcut în zone cu presiune stabilizată pentru roci cu $f = 4$ (după M. M. Protodeakonov). Se fac perfecționări la construcția asamblărilor de elemente spre a fi adaptate și pentru zone de presiune dinamică.

Dumbrovski, M. E. **Extragerea cărbunelui cu pluguri în țările de peste hotare** (Vîemka uglia strugami za rubejom). În: Ugol Ukrainî nr. 11, 1962, p. 43.

Se face o expunere generală asupra folosirii crescînde a plugurilor de cărbune în R.F.G., Belgia, Anglia, Franța și S.U.A. în anii 1956—1960. Se scoate în evidență că cea mai mare răspîndire au plugurile de cărbune rapide care asigură înaintarea frontului de 1,2—1,9 m/zi, realizîndu-se productivități de 12—14,5 t/tăietor, pe abataj de 5,5—6,1 t/post, iar pe sector de 4,0—4,2 t/post.

Babiațki, I. A. **Funiculare tipizate pentru haldare** (Tipovîe otvalnîe kanatnîe doroghi). În: Șahtnoe stroitelstvo nr. 12, 1962, p. 4—8.

Se arată importanța folosirii în ultimii 10—15 ani a funicularelor de haldare. Se face pe scurt descrierea tehnică însoțită de fotografii a trei tipuri de funiculare pentru diferite capacități de haldare (2,8 milioane — 14 milioane t): funiculare pendulare (KM-1), funiculare circulare cu halde de sector și în evantai (KR-1 și KR-2), funiculare circulare cu halde cu coame (KR-3).

Transportul se face în vagonete de 1,5 m³ capacitate pe distanțe de la 0,7 pînă la 4—5 km.

Pentru acționarea instalațiilor de funiculare se folosesc electromotoare de la 28—100 kW, putîndu-se realiza viteze de transport de la 1,5—2,0 m/s.

Deservirea funicularelor arătate este mecanizată și automatizată, astfel că un funicular pendular cu un fir este deservit de un muncitor pentru $Q = 100$—130 t/h, iar cel cu două fire (180—230 t/h) de doi muncitori.

Se recomandă ca funicularele pendulare să fie folosite în cazul distanței pînă la haldă de maximum 300 m, iar în toate celelalte cazuri se aplică funiculare circulare.

Solodkin, I. E. **Eficiența burajului din cartușe cu apă** (Efektivnosti vodianoi patronirovanoi zaboiki). În: Gornîi jurnal nr. 12, 1962, p. 52.

Se arată avantajele folosirii burajului din cartușe cu apă, cu diametrul de 42 mm și cu lungime de 300 mm, care s-a aplicat la o mină din Cehoslovacia, în combinație cu un cartuș scurt din argilă, în locul burajelor numai din argilă.

Din diagramele și tabela prezentate se vede că concentrația de praf în aerul de la frontul de lucru scade pînă la 4—5 ori față de burajul obișnuit evidențiindu-se astfel o eficiență medie a burajului cu apă de 83,5%.

Burajul cu cartușe cu apă micșorează pericolul aprinderii metanului și mărește coeficientul de utilizare a explozivului.

Brenner, A. V., Bezuglov, N. N. și Larțev, C. G. **Experiența folosirii instalațiilor hidroelevatoare pentru curățarea jompurilor** (Opît primeneniia ghidroelevatornîh ustanovok dlea cistki zumpîov ot uglia i otkaciki iz nîh vodî). În: Ugol nr. 12, 1962, p. 24—25.

Metodele folosite pînă în prezent la curățirea jompurilor sînt costisitoare în exploatare și pretind investiții destul de mari.

Institutul Ghiprouglegormaș din Karaganda a elaborat metoda de curățare cu ajutorul unui hidroelevator, a cărui schiță se redă în text. Principiul de funcționare constă în următoarele:

— se face racordarea conductei de refulare a unei pompe de la instalațiile de evacuare cu instalația hidroelevatorului, obținîndu-se astfel, prin dispozitivul specific al instalației, antrenarea hidroamestecului din jomp;

— la scurgerea amestecului din conducta de refulare, solidul pînă la 50 mm diametru se separă de apă și fiecare component din amestec se evacuează în felul dorit. Debitul curățării variază între 5—21 t/h.

Se dau caracteristicile de funcționare a trei instalații de curățare de la trei mine diferite cu jompuri de la 35—45 m adîncime.

Iscobi, H. **Experiența folosirii mașinii pneumatice de sfărîmat și de rambleiat** (Erfahrunger mit einer Brechblasmaschine zum Eersetzen von Ortsbergen). În: Schlägel und Eisen nr. 10, 1962.

Mașinile de sfărîmat și de rambleiere permit să se folosească pentru rambleierea pneumatică sterilul obținut de la lucrările de pregătire.

Mașina a fost construită de firma engleză „Markham" și se compune din următoarele elemente : agregatul cu valțuri — concasoare —, tobă pentru dozarea materialului și conductă de refulare ; reductorul și dispozitivul de manevrare ; mufă hidraulică; electromotorul de 11 kW.

Capacitatea de rambleiere este de 10—12 m^3/h, consumînd circa 310 Nm^3/m^3 de spațiu excavat. Mașina se amplasează la 6 m de la frontul de lucru, deoarece conducta dreaptă trebuie să aibă cel puțin 5,0 m lungime. Productivitatea muncii la înaintare a crescut cu 70%, pe lîngă alte avantaje din ansamblul lucrărilor miniere. Se recomandă ca această mașină să fie folosită la exploatarea stratelor de cel mult 1,2 m grosime și la o înaintare zilnică a frontului de abataj de cel puțin 1,5 m/zi.

Vahromeev, I. I., Pisareva, B. L. și Iakovlev, T. B. **Dinamica turnurilor de extracție cilindrice din beton armat** (Dinamika basennih jelezobetonnih țilindriceskih koprov). În : Izvestia vîsșih ucebnih zavedenii Gornîi jurnal nr. 12, 1962, p. 44—49.

Rezistența la sarcinile vibratorii constituie o problemă principală care apare la exploatarea turnurilor de extracție din beton armat la folosirea mașinilor de extracție multicablu.

Autorii au efectuat cercetări științifice prin oscilografie pentru determinarea amplitudinilor vibrațiilor în elementele constructive ale turnului în decursul sarcinilor dinamice variate (vînt, extracție, frînare forțată de avarie, accelerare și retardare etc.). Pentru executarea măsurătorilor s-au folosit oscilograful tip MPO-2, vibrograful VEGIK și tensiometre și amplificatoare electronice cu patru canale.

S-au studiat : amplitudinile vibrațiilor, perioadele, vitezele și accelerațiile vibrațiilor.

S-a constatat că tensiunile dinamice în turnul minei Iasinovka-Glubokaia variază în limite largi, dar nu sînt mari. Cele mai mari tensiuni au fost semnalate în grinda sălii de mașini (cota 57) — de 4,76 kg/cm^2 — și în piciorul ramei (cota 51 m) — de 7 kg/cm^2.

Saciko. S. N. **Despre eficiența economică a concentrației producției în industria minieră.** (Ob ekonomiceskoi effektivnost konțentrații proizvodstva v gornoi promîșlennost). În : Gornîi jurnal nr. 12, 1962, p. 61—67.

Autorul analizează posibilitățile de obținere a eficienței economice mărite a concentrației de producție minieră și utilizării la maxim a unor factori moderni de exploatare.

Prin mărirea producției prin concentrare de la 200 000 la 800 000 t/an, la o mină din Donbas s-a obținut o creștere a productivității lunare a muncii de două ori, iar mărirea producției de minereu de fier la o mină din bazinul Krivoi-Rog — de la 54 000 la 564 000 t/an a dus la o scădere a prețului de cost de patru ori.

Tehnica nouă, mai ales hidromecanizarea automată cu concentrarea producției, permite creșterea productivității miniere în subteran de la 4,8 pînă la 10,9 t/post (în cazul regimului de lucru în două schimburi). Tehnica nouă dă rezultate mai eficiente dacă capacitățile utilajului sînt mărite.

Printr-o analiză matematică a cheltuielilor variabile A și constante B, autorul ajunge la concluzia că la un raport $\frac{B}{A} < \frac{1}{3}$ la un nivel dat al tehnicii mărirea producției nu mai dă efectul economic dorit.

Factorul hotărîtor care determină indicii tehnico-economici optimi este nivelul tehnic, și nu numai capacitatea mărită de producție a întreprinderii.

Puriț în, N. G. **Proiect tip al depozitelor centrale pentru materiale lemnoase de susținere** (Tipovoi proiekt țentralnîh skladov lesnîh krepejnîh materialov). În : Șahtnoe stroitelstvo, nr. 1, 1963, p. 37.

Se expun progresele realizate în proiectele-tip din anii 1960—1961 față de proiectele-tip din anii 1953 și 1958, pentru depozitele centrale de lemn. Aprovizionarea minelor cu lemn se face prin depozitele centrale în număr de unul — două pe trust. Procesul tehnologic de manipulare și de prelucrare se realizează după o schemă mecanizată, asigurîndu-se un flux continuu — începînd cu cojirea lemnului, pregătirea pe sorturi și terminînd cu repartizarea pe estacade. Transportul lemnului pregătit pentru exploatări se face cu auto. Condițiile și instalațiile depozitului se încadrează în directivele nivelului tehnic ridicat și reducerii costului de executare. Dispozitivul este prevăzut cu toate instalațiile moderne de iluminat, încălzit și alte amenajări mecanizate și automatizate. Noul tip de depozit asigură o creștere a productivității muncitorilor de la 93 la 189 m^3/lună, adică de 2—3,5 ori, iar prețul de cost se reduce cu 40—50%.

Sudoplatov, P. A. și Kovacevici, M. P. **Folosirea rambleierii complete a spațiului excavat la exploatarea stratelor cu înclinare mare de diferite grosimi. Este oare necesară rambleierea la exploatarea stratelor groase ?** (Primenenie polnoi zakladki vîrabotnavovo prostranstve pri krutîh plastov razlicinoi moscinosti. Nujna likakladka pri razrabotki moșcinih plastav ?). În : Ugoli, nr. 2, 1963, p. 6—9.

În general, experiența mai multor ani a arătat că exploatarea stratelor cu înclinare mică și mijlocie cu prăbușire, de regulă trebuie considerată ca rațională.

Cercetările efectuate de diferitele institute (VNIMI, Țentroghiproșaht, KNIUI) au arătat că în anumite împrejurări tehnice rambleierea se impune.

În cadrul zăcămintelor groase cu înclinare mare, ca, de exemplu, din bazinul Kuznețk (1,2—20 m grosime), din cauza pierderilor mari de cărbune și incendiilor frecvente, s-a hotărît (1949) să se treacă la exploatarea zăcămîntului cu rambleiere. În curs de trei ani (1950—1952) ponderea exploatării cu rambleiere din Raionul Prokopievsk-Kiselevsk a crescut pînă la 18% din producția totală. La mina „Kocsovaia I", rambleierea se folosește într-un volum mare — aproape 65% din producția minei. Rambleierea de bază se execută prin metoda hidraulică, de asemenea prin procedeul folosirii greutății proprii și numai parțial cu metoda pneumatică. În orice caz, necesitatea rambleierii în cazul exploatării stratelor groase cu înclinare mare din Kuzbas este dovedită cu prisosință, respectîndu-se un minim de rambleiere de 15—20% din producția totală de cărbune.

Se consideră indicat să se stimuleze perfecționarea metodelor de exploatare cu rambleiere a stratelor groase cu înclinare mare. Aceasta se impune nu numai din punctul de vedere al NTS, dar pe baza considerațiilor că se creează un mijloc de ușurare pentru rezolvarea problemei de mecanizare complexă a lucrărilor de abataj, obținîndu-se indici mult superiori.

Klinger, K. **Folosirea în subteran a materialelor plastice și influența lor asupra securității miniere** (Kunststoffe unter Tage und ihr Einfluss auf die Sicherheit). În : Glückauf 98, nr. 18, august 1962, p. 1097—1101, 24 ref. bibl.

Pericolul ca incendiile miniere să se propage în afara focarului lor, prin aprinderea obiectelor din material plastic, poate fi preîntîmpinat prin folosirea de materiale neinflamabile. Se propun metode potrivite de verificare a materialelor plastice din acest punct de vedere. Se arată compoziția principalelor

materiale plastice şi comportarea lor la încălzire în ceea ce priveşte degajarea de substanţe toxice, care pot periclita sănătatea minerilor. Se studiază, de asemenea, pericolul de aprindere din cauza descărcării sarcinilor electrostatice, indicîndu-se metode de control, precum şi date privitoare la rezistenţele maxime electrice admisibile ale materialelor plastice.

Ernst, D. **Aerajul cîmpurilor de exploatare periferice cu ajutorul forajelor cu diametru mare** (Die Beweterung von Aussenschachtbaufeldern mit Grossbohrlöchern bei lockeren Deckgebirge). In: Glückauf, 98, nr. 18, august 1962, p. 1102—1110, 14 fig., 18 ref. bibl.

Aerajul cîmpurilor de exploatare periferice cu ajutorul forajelor de diametru mare oferă posibilitatea de a se evita săparea de puţuri de aeraj costisitoare în cazul coperişului format din roci curgătoare. Este însă necesar să se facă un calcul economic, în care trebuie să se ţină seamă de depărtarea de la puţul principal de aeraj şi de cheltuielile de investiţii şi de exploatare în cazul executării de foraje sau de puţuri. În orice caz trebuie să se ia în considerare faptul că forajele de aeraj pot fi realizate succesiv pe măsură ce exploatarea înaintează, astfel încît investiţiile pot fi eşalonate pe o perioadă mai lungă. Se prezintă exemple de utilizare a forajelor de aeraj în diferite condiţii de zăcămînt şi se arată metoda de calcul pentru elaborarea studiului economic.

Just, Fr. **Ancore folosite în galeriile de preabataj ca susţinere suplimentară sau ca susţinere unică** (Anker in Abbaustrecken als zusätzlicher oder als alleiniger Ausbau). In: Glückauf 98, nr. 19, 12 sept. 1962, p. 1139—1151, 29 fig., 3 tab. 26 ref. bibl.

Susţinerea cu ancore s-a introdus la galeriile de preabataj din minele de huilă, obţinîndu-se rezultate foarte bune cu condiţia de a respecta anumite reguli. Ancorarea se poate folosi ca susţinere unică numai atunci cînd stratele din coperiş sînt rezistente şi nefaliate, la galerii cu profil de preferinţă trapezoidal. Acolo unde ancorarea nu se poate folosi decît în combinaţie cu susţinerea obişnuită, se obţine o reducere de cel puţin 80% a cheltuielilor de întreţinere a galeriei. Pentru instalarea unui rînd de ancorare sînt necesare 100—400 min/muncitor, din care numai perforarea găurilor necesită 80—120 min/muncitor, în tip ce pentru instalarea unui cadru de lemn sînt necesare circa 200 min/muncitor, iar pentru un arc articulat circa 280 min/muncitor. Avantajele susţinerii cu ancore sînt: mărirea secţiunii utile a galeriei, îmbunătăţirea transportului şi aerajului, cheltuieli de întreţinere şi de susţinere reduse, viteză de înaintare mărită şi reducerea numărului de accidente. Se arată modul de montare a ancorelor şi se dau exemple practice.

Prigogine, A. **Probarea minereurilor aurifere** (Echantillonnage des minerais aurifères). In: Revue de l'Industrie Minérale, 44, nr. 8, august 1962, p. 557—569, 18 tab.

Pentru a stabili care sînt abaterile de la valoarea reală a conţinutului de aur în cazul minereurilor sărace, s-au preparat trei loturi de minereuri sintetice, din care două „primare" şi unul „aluvionar". Minereurile primare au fost preparate adăugînd o anumită cantitate de particule de aur, cu dimensiuni cunoscute, la un amestec de cuarţ şi ciment, iar cele aluvionare numai la cuarţ curat. Minereul primar a fost concasat la 25 mm şi cel aluvionar la 12 mm. S-a constatat că abaterea — tip determinată experimental concordă cu cea teoretică, confirmînd astfel teoria că abaterea-tip este independentă de granulometrie dacă minereul este omogen. De asemenea se confirmă că metoda preconizată pentru studiul minereurilor aurifere este justă. În practică, cu ajutorul unei maşini de zeţaj introdusă în circuitul de sfărîmare al unei instalaţii de probare, se recoltează aurul liber şi se determină granulometria şi pe baza ei se calculează abaterea-tip care variază între 15 şi 28%. S-a stabilit că pentru a cunoaşte suficient de precis conţinutul minereului sînt necesare, în cazul minereurilor omogene, probe de 120—540 kg. În cazul minereurilor heterogene, mărimea probelor este mai mare şi depinde de proporţia de bucăţi de minereu care depăşesc diametrul celor mai mari particule de aur.

Pompă de epuizare acţionată de motorul electric sau hidraulic al unui perforator de mînă (Mine pump runs from rotary drill source). In: Mining Equipament, 13, nr. 8, august 1962, p. 40, 1 fig.

Se descrie un tip de pompă centrifugală care poate debita pînă la 820 l/min la 800 rot/min. Greutatea sa este de circa 20 kg, înălţimea de 254 mm şi diametrul la bază de 200 mm. Axul pompei, vertical, are extremitatea superioară prelucrată astfel încît să se poată adapta la unitatea motoare a unui perforator rotativ. Se pot pompa noroi şi apă cu sau fără suspensii solide. Piesele turnate ale pompei sînt construite din fontă cu grafit sferoidal.

Duval, R. **Două probleme tratate insuficient în rapoartele privitoare la probarea zăcămintelor** (Deux questions souvent mal traitées dans les rapports sur les échantillonages de gisement). In: Revue de l'Industrie Minérae, 44, nr. 8, august, 1962, p. 570—575, 2 fig., 5 ref. bibl.

Se atrage atenţia asupra erorilor care apar la probarea zăcămintelor metalifere din cauză că se neglijează două probleme, din care prima se referă la densitatea minereului, iar cea de-a doua este de natură statistică. Se ajunge la concluzia că, întrucît probarea se face pe volume şi nu pe greutăţi, trebuie să se ţină seamă de faptul că greutatea specifică a minereului depinde de conţinutul lui în metal şi în consecinţă media aritmetică diferă de ceea ce se înţelege prin conţinutul mediu de metal al zăcămîntului. Se prezintă o abacă cu ajutorul căreia se simplifică calculele de corecţie respective. În privinţa celei de-a doua probleme, se constată că repartizarea minereurilor pe tranşe de conţinut, aşa cum se practică în prezent, nu dă adesea indicaţii veridice asupra repartiţiei reale care se va întîlni în cursul exploatării.

Bretz, K. W. **Încărcarea şi transportul materialului excavat de la frontul de lucru pînă la exteriorul minei cu trenul continuu** (La marinage par train continu). In: Equipement Mécanique, 40, nr. 27, sept.—oct., 1962 p. 41—46, 9 fig., 1 tab.

Trenul continuu se compune din trei tipuri de vagoane. Vagonul de încărcare este echipat cu un transportor înclinat, un dispozitiv pneumatic de compactare a materialului şi un mecanism hidraulic de întoarcere şi de întindere a lanţului triplu cu raclete care antrenează materialul în lungul trenului. Vagoanele intermediare nu au pereţi transversali, iar pereţii lor laterali se suprapun în zonele de contact. Astfel, aceste vagoane formează un buncăr mobil, la interiorul căruia se află transportorul cu lanţ triplu şi raclete. Vagonul final cuprinde motorul pneumatic şi reductorul necesar antrenării transportorului. Capacitatea maximă a unui tren de 22 vagoane este de 60 t, iar viteza maximă a trenului gol atinge 15 km/h. Calea are ecartamentul de 600 mm şi raza minimă de curbură de 25 m. Încărcarea materialului se face cu o maşină de încărcat cu cupă,

cu debitul de 3 m³/min. Trenul plin este tras de o locomotivă Diesel sau electrică, la viteza maximă de 10 km/h. Descărcarea o efectuează transportorul cu lanțuri.

Exploatarea cărbunelui la grupul de mine Valenciennes prin împușcare cu injectare de apă sub presiune (Abattage par tir sous pression d'eau au Groupe de Valenciennes). În: Revue de l'Industrie Minérale **44**, nr. 8, august 1962, p. 525—541, 11 fig., 7 tab.

Metoda împușcării cu injectare de apă sub presiune, care a fost introdusă în minele din grupul Valenciennes, servește atît ca mijloc de exploatare, cît și pentru îmbunătățirea condițiilor igienice din mină. Procedeul comportă trei operații, și anume: perforarea găurilor de mină, injectarea apei în stratul de cărbune și aprinderea găurilor de mină după ce au fost încărcate cu exploziv. Se descrie metoda și se dau exemple de aplicare a ei în diferite condiții. Această metodă se aplică de preferință în cazul cînd condițiile locale nu permit mecanizarea tăierii cărbunelui, adică în stratele cu profil neregulat, în cele cu coperiș slab, în cele subțiri și în stratele cu înclinare medie sau mare. În ultimul timp, această metodă a început să fie aplicată și la săparea galeriilor în cărbune. Metoda dă rezultate mai bune, în special prin utilizarea unui exploziv de siguranță, care să nu fie sensibil la apă și să aibă o viteză redusă de detonație.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1963

ORSZÁGOS MUSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1963

REVISTA MINELOR

ANUL XIV | Nr. 6 | IUNIE 1963

СОДЕРЖАНИЕ

Минеу И.: *Многоканатные подъемные установки и возможности использования их в РНР* (II)

Арношт Ярош и Отакар Пуркине: *Скоростная проходка шахтого ствола в ЧССР.*

Илие П. и Бучу, К.: *Интенсификация технологического процесса флотации руд — важнейший резерв роста производительности обогатительных фабрик.* В статье описываются проведённые в СССР исследования и полученные результаты по вопросу интенсификации процесса флотации.

Димитреску Р. *Вопросы регенерированных рудных месторождений.* Излагается классификация регенерированных рудных месторождений по Шнейдерхену и на ее основе анализируется, в свете современных данных, генезис некоторых сульфидных месторождений кристаллической зоны Восточных Карпат. Статья публикуется в порядке обсуждения.

Эне Ю. *Общие сведения о фосфатных рудах на территории Р.Н.Р.* Описаны проявления фосфатных руд в связи с осадочными отложениями и вулканическими породами и приведены некоторые качественные показатели этих руд.

Думитру Д. *Критические замечания относительно колонковых долотьев применяемых при разведочном бурении.* В статье излагаются некоторые критические замечания относительно колонковых долотьев производимых в стране для геологического разведочного бурения и указывается необходимость проектирования и конструирования новых типов колонковых долотьев на уровне мировой техники. Представлены также некоторые соображения теоретического характера об усилиях которым подвергаются колонковые долотья, их сопротивлении и деформации.

Суля С.: *Защита шахтого электрооборудования низкого напряжения.* Рассматриваются недостатки применяемых схем защиты шахтных электродвигателей и предлагаются усовершенствованные схемы, которые лучше отвечают современным требованиям. горных разработок.

Фодор И. Управление горным давлением на лигнитных шахтах. Автореферат дисертации.

ЗАМЕТКИ

Татару С. *Влияние некоторых флотационных реагентов на извлечение урана ионообменными веществами.* Рассматривается влияние некоторых флокационных реагентов на процесс извлечения урана из кислотных и основных растворов ионообменными веществами.

ДОКУМЕНТАЦИЯ

ZUSAMMENSETZUNGEN

Mineu, I.: *Die Mehrseilfördermaschinen und Ihre Anwendungunsmöglichkeiten in den rumänischen Gruben (II).*

Arnošt Iaroš şi Otakar Purkynĕ: *Schnelles Abteufen eines Grubenschachtes in C.S.R.*

Ilie, P. şi Buciu, C.: *Die Verstärkung des Erzflotationsprozesses — wichtige Reserve für die Erhöhung der Produktionsmöglichkeiten der Aufbereitungsanlagen.* In dem Aufsatz sind die Versuche und die in UdSSR erhaltenen Ergebnisse in Problem der Verstärkung des Flotationsprozesses.

Dimitrescu, R. *Das Problem der regenerierten Erzlagerstätten.* Es wird die Einteilung von Scheneiderhön der regeneriertn Erzlagerstätten dargelegt und auf Grund dieser Einteilung wird die Entstehung mancher Sulfidlagerstätten der kristalinen Zone der Ost-Karpatengebirge analysiert.

Ene, I.: *Betrachtungen über phosphatischen Erzen der R.V.R.* Es sind die Erscheinungen der phosphatischen Erze in Verbindung mit den Sedimentformationen und Eruptivgesteinen des rumänischen Untergrundes studiert und einige Betrachtungen über deren Qualität dargelegt.

Dumitru, D.: *Kritische Betrachtungen über die bei Schürfbohrungen benützte Kernrohre.* Der Aufsatz enthält manche kritische Betrachtungen über die im Lande gebauten Kernrohrtypen für Schürfbohrungen und es wird die Notwendigkeit der Projektierung und Aufbau mancher neuer Kernrohrtypen in den Stand der Welttechnik. Es sind ebenfalls manche technische Betrachtungen betreffs der Art der Inanspruchnahme der Kernrohre, sowie deren Widerstände und Formänderungen dargelegt.

Sulea, S.: *Die Protektion der im Bergbau angewendeten elektrischen Anlagen auf die Niederspannungsseite.* Es wird kürzlich das Prinzip und der Mangel mancher Schemmen für den Schutz der im Bergbau angewendeten Elektromotoren gezeigt und es werden zwei moderne Schutzschemmen entwickelt die den modernen Erforderungen im Bergbau besser entsprechen.

Fodor, I.: *Die Leitung des Gebirgsdruckes in Lignitgruben.*

NOTEN

Tătaru, S.: *Der Einfluss mancher Flotationsreagenzien über die von Ioniten bewirkte Uranadsorbtion.* Es wird der Einfluss mancher Flotationsreagenzien in dem Urangewinnungsprozess aus sauren und basischen Lösungen mit Ionenaustauscher geprüft.

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Mineu, I.: *Les machines d'extraction multicâbles et leurs possibilités d'utilisation dans les mines de la R.P.R. (II).*

Arnošt Iaroš şi Otakar Purkyně: *Fonçage d'un puits de mine en Tchécoslovaquie.*

Ilie, L. şi Buciu, C.: *La conduite intensive du procédé de fabrication par flottation — réserve importante pour l'accroissement de la capacité de production dans les usines de traitement des minerais.* On décrit les essais entrepris et les résultats obtenus en Union Soviétique, afin d'obtenir une conduite intensive du procédé de traitement par flottation.

Dimitrescu, R.: *Le problème des gîtes métallifères régénérés.* On expose la classification des gîtes métallifères régénérés de Schneiderhön, et on présente une analyse — en s'appuyant sur des éléments récents — concernant la formation de certains gisements à sulfures, dans la zone cristalline des Carpathes Orientales.

Ene, I.: *Considérations sur les minerais phosphatiques sur le territoire de la R.P.R.* On présente les occurences des minerais phosphatiques en rapport avec les formations sédimentaires et les roches éruptives dans le sous-sol de la R.P.R. et on fait quelques observations concernant leur qualité.

Dumitru, D.: *Considérations critiques sur les tubes-carottiers utilisés au forage de recherche à la sondeuse.* L'ouvrage contient des considérations critiques apportées aux tubes-carottiers réalisés dans notre pays pour le forage d'exploration géologique à la sondeuse, soulignant la nécessité de projeter et de construire de nouveaux types perfectionnés, se situant au niveau du progrès technique mondial. On présente, de même, des considérations théoriques concernant la nature des efforts sollicitant les tubes -carottiers, ainsi que la résistance à l'usure et les déformations de ceux-ci.

Sulea, S.: *La protection des installations électriques minières à basse tension.* On expose brièvement le principe et les défauts de certains schémas utilisés à la protection des moteurs électriques dans les mines et on présente ensuite plus amplement deux schémas modernes de protection qui conviennent le mieux aux conditions du fond.

Fodor, I. *Le contrôle de la pression des raches dans les mines de lignéte.*

NOTES

Tătaru, S.: *L'influence de certains réactifs sur l'adsorbtion de l'uranium par des ionites.* On examine l'influence de certains réactifs de flottation dans le procédé d'extraction de l'uranium des solutions acides et alcalines, par échangeurs d'ions.

DOCUMENTATION

CONTENTS

Mineu, I.: *Multiroped hoisting engines and possibilities of their employment in R.P.R. mines (II).*

Arnošt Iaroš şi Otakar Purkyně: *Rapid sinking of a mining shaft in the Czecho-Slovac Socialist Republic.*

Ilie, P. şi Buciu, C.: *The intensification of the technological process of ore flotation—an important reserve for increasing the production possibilities of dressing plants.* In the article, soviet experiments and their results in the problem of the intensification of the flotation process, are described.

Dimitrescu, R. *The problem of the regenerated ore deposits.* Schneiderhöln's classification of regenerated metalbearing deposits is exposed and on that basis, corroborated with the latest field data, the genesis of some sulphide deposits in the crystalline region of the Eastern Carpathes is analysed.

Ene, I. *Considerations concerning the phosphate ores of the territory of the R.P.R.* The appearance of phosphate ores connected with sedimentary formations and eruptive rocks of the rumanian subsoil is studied, and some considerations concerning their quality are made.

Dumitru, D. *Critical considerations about the core barrels used in exploration drilling with coring outfits.* The article includes some critical considerations concerning the types of core barrels constructed in our land, for geological exploration drilling, with coring machines and shows the necessity of designing and construction of new types of core barrels, corresponding to world standard. Some theoretical considerations are made concerning the character of the efforts exercised on core barrels and their resistances and deformations.

Sulea, S. *Protection of electrical mining installations, on their low tension part.* The principle and the deficiency of some schemes used in mines for the protection of electric motors are shown and two modern schemes of protection, with better correspondance to the new requirements of modern mines, are more extensively discussed.

Fodor, I.: *Rock pressure control in lignite mines.*

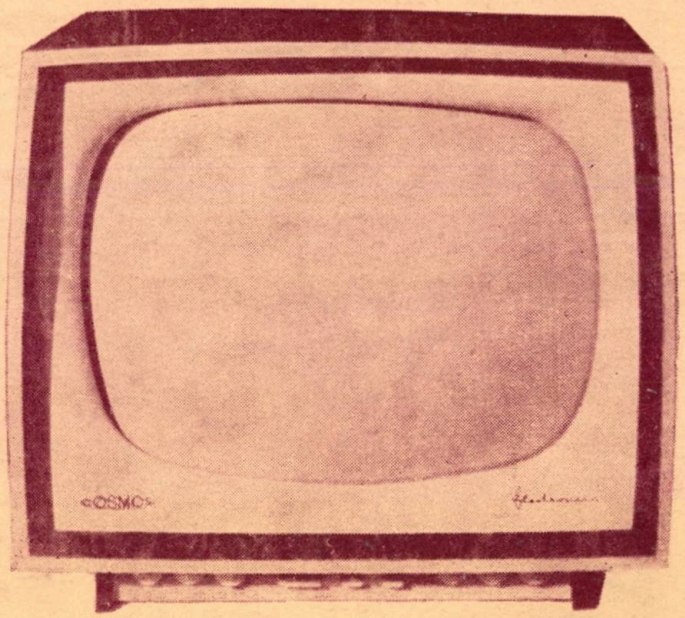
NOTES

Tătaru, S. *The influence of some flotation reagents on the adsorption of uranium by ionides.* The influence of some flotation reagents in the extraction process of uranium from acid and basic solutions with ion exchangers, is examined.

DOCUMENTATION

„COSMOS"

- *Un televizor modern cu ecran mare avînd diagonala de 54 cm.*
- *Imaginea de cea mai bună calitate datorită strălucirii ei deosebite.*
- *Aparatul este înzestrat cu cele mai noi dispozitive de reglaj automat.*
- *Performanțe acustice deosebite*
- *Televizorul este realizat cu cablaj imprimat*
- *Comutator de canale cu 12 poziții*
- *18 tuburi electronice + 9 diode semiconductoare + 1 redresor cu seleniu*
- *3 difuzoare*

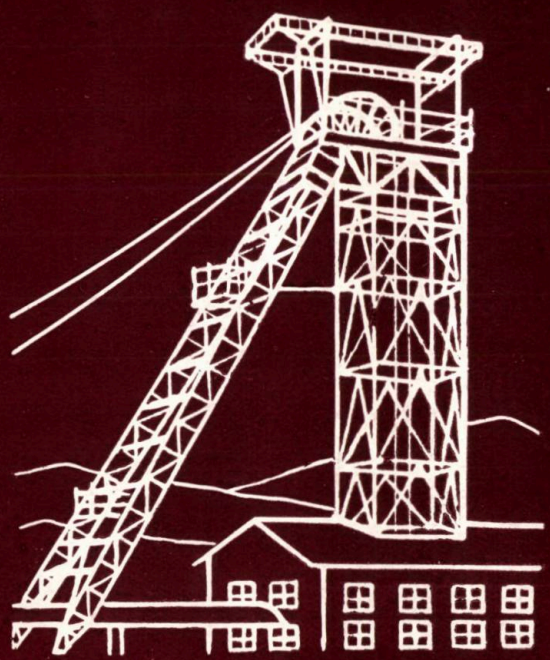


PRODUS DE UZINELE

Electronica

E 1433

REVISTA MINELOR



VOLUMUL XIV NUMĂRUL 7 PAGINA 269 — 324

7

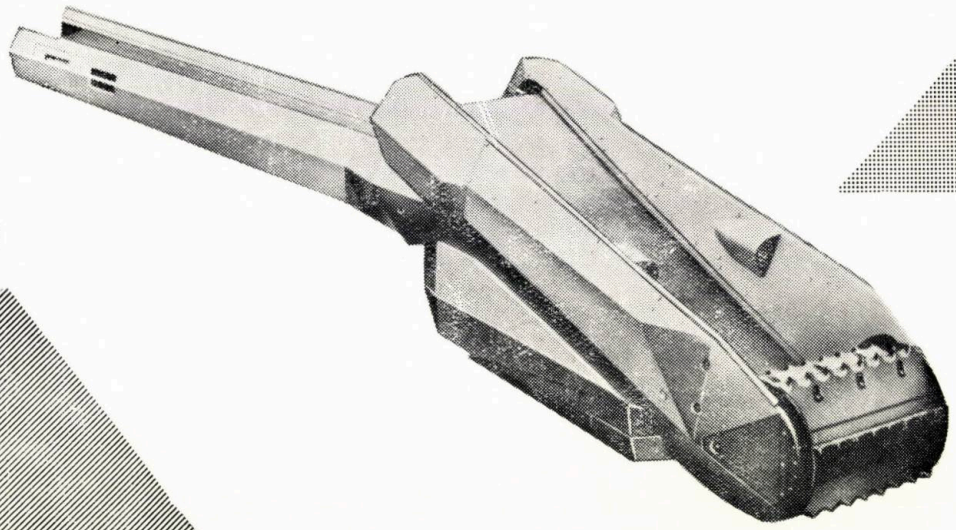
BUCUREŞTI IULIE 1963

Mașină de încărcat tip ASR III

almási

UNIVERSAL

Construcție normală și antigrizutoasă.
Funcționează la orice tensiune electrică.
Poate fi folosită la încărcarea cărbunelui, a sterilului, a diverselor minereuri, a pietrei, a pietrișului cu granulație 0–400 mm, în funcție de greutatea specifică
Debit: 70–80 t/h



NIKEX

Firma exportatoare: **NIKEX**, Intreprindere Ungară de Comerţ Exterior pentru produsele industriei grele, Budapest 4, căsuţa poştală nr. 103

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

Anul XIV **Nr. 7** **Iulie 1963**

REDACŢIA: BUC., Str. SF. ION NOU 33, Tel.: 21.26.03

CUPRINS

Pagina

SILAŞ, I., GURĂU, A. MURGU, M., RĂDUŢĂ, T., MERCEA, E. BĂDULESCU, I. şi BRANIŞTE, P. Consideraţii asupra alegerii distanţei optime dintre lucrările de explorare la zăcămintele de minereuri . . . . 269—282

MIHAILOVICI, N. Conturarea zăcămintelor metalifere . . . . . 282—289

ROSINGER, P., DIMA, S. şi ILIESCU LUCIA. Cercetări de valorificare a minereului de carbonaţi de plumb — cupru — zinc — din zăcământul Somova — Cişla . . . . . 290—294

ILIE, P. Folosirea emulsiilor de reactivi în flotaţia substanţelor minerale utile 295—298

DUMITRU, D. Folosirea turbinei de diametru mic la forajul de exploatare cu carotiera cu sondeze . . . . . 299—303

BITIR, P. MUREŞAN, E. şi MARCUŢIU, I. Combaterea prafului de cărbune cu ajutorul apei pulverizate la minele din Valea Jiului . . . . 303—307

DIN EXPERIENŢA ÎNTREPRINDERILOR

TOTORCEA, C., BĂBĂLĂU, D. şi NEMETH, L. Realizarea aerajului la săparea unei galerii de lung metraj în fund de sac . . . . . 308—316

DIN ACTIVITATEA ŞTIINŢIFICĂ

INFORMAŢII

RECENZII

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH.; candidat în științe ing. VLAD P.

1883

Considerații asupra alegerii distanței optime dintre lucrările de explorare la zăcămintele de minereuri *

Ing. I. Silaș, geolog A. Gurău, ing. M. Murgu, ing. T. Răduță, ing. E. Mercea, ing. I. Bădulescu și geolog P. Branișteanu

Scopul final al explorării și studierii oricărui zăcămînt este evaluarea rezervelor sale în vederea valorificării lor.

Evaluarea rezervelor unui zăcămînt înseamnă determinarea cantității și calității lor. Parametrii care stau la baza calculării rezervelor sînt : suprafața, grosimea, greutatea volumetrică, conținutul în componenți utili și dăunători.

Primii trei parametri determină cantitatea rezervelor, iar ultimul — calitatea lor. Acești parametri se obțin prin măsurători și determinări de laborator. Ca orice măsurători, și determinarea caracteristicilor zăcămîntului este afectată de erori. După proveniența lor, erorile care se comit în calculul rezervelor sînt de trei feluri : erori tehnice, erori legate de modul în care se prelucrează datele obținute și erori de analogie.

Primele două categorii de erori depind de precizia aparatelor de măsurat, de calificarea personalului care efectuează măsurătorile, de metodele folosite, de interpretarea rezultatelor obținute etc. Dat fiind faptul că parametrii folosiți în calculul rezervelor (conținut, grosime, greutate volumetrică) se măsoară în puncte izolate, mărimea și sensul erorilor din primele două grupe nu depind de variația acestor parametri și nici de desimea lucrărilor de explorare executate. Ele pot fi reduse la un minim admisibil prin perfecționarea aparatelor de măsurat, calificarea operatorilor, îmbunătățirea metodelor de lucru, analiza temeinică din punct de vedere științific a datelor geologice obținute și interpretarea lor justă etc.

În lucrarea de față ne propunem să indicăm criteriile de stabilire a distanțelor optime dintre punctele în care se măsoară caracteristicile zăcămintelor de minereuri. Deoarece ele depind de erorile de analogie, ne vom ocupa de acestea.

Erorile de analogie se datoresc faptului că caracteristicile zăcămîntului nu se determină în mod continuu, pe întregul zăcămînt, ci numai în puncte izolate ale acestuia (foraje, nișe de cercetare, probe din galerii direcționale și suitori etc.).

Din valorile obținute în aceste puncte izolate se stabilesc parametrii de calcul. Independent de modul cum se determină parametrii de calcul, în mod inevitabil se pleacă de la ipoteza că o valoare a conținutului, grosimii sau greutății volumetrice, obținută într-un punct de cercetare, se menține pe o anumită lungime, suprafață sau volum din jurul acestui punct, sau că variază liniar între două puncte vecine. Or, aceste caracteristici variază întîmplător de la un punct la altul ; prin urmare ipoteza făcută nu corespunde realității. Neconcordanța dintre valorile, măsurate într-un punct, ale parametrilor de calcul și mărimile acestora în punctele vecine fac ca conținutul, grosimea și greutatea volumetrică medie calculată să difere de cea reală, chiar dacă am neglija erorile tehnice existente. Această diferență generează erorile de analogie. Este evident faptul că eroarea de analogie este cu atît mai mare cu cît este mai mare spațiul asupra căruia extindem datele măsurate într-un punct (adică cu cît sînt mai rare lucrările de explorare), și cu cît variază mai mult grosimea, conținutul și greutatea volumetrică. Prin urmare, între caracterul variației conținutului, grosimii, greutății volumetrice, desimea punctelor în care se măsoară sau trebuie măsurate aceste caracteristici, și eroarea de analogie cu care se obțin rezervele calculate există o legătură strînsă. Cum caracterul variației conținutului, grosimii etc. este o proprietate intrinsecă a fiecărui zăcămînt, care nu poate fi modificată, pe baza corelației dintre eroarea de analogie și desimea lucrărilor se pot ridica următoarele probleme fundamentale :

— Zăcămintele în curs de exploatare oferă posibilități de verificare a rezervelor calculate prin compararea lor cu datele de exploatare. Dacă din această comparație rezultă diferențe supărătoare, trebuie stabilit volumul suplimentar de lucrări geologice pînă la obținerea unor erori admisibile.

— În cazul unui zăcămînt explorat în detaliu, cunoscîndu-se desimea lucrărilor executate și, pe baza rezultatelor acestora, fiind stabilită variația parametrilor de calcul, se pune întrebarea care este eroarea de analogie ce afectează rezervele calculate? Dacă această eroare depășește limitele cu care putem fi mulțumiți, ce

* Se supune discuției.

lucrări noi trebuie executate înaintea punerii zăcămîntului în exploatare?

— Pentru zăcămintele explorate preliminar interesează care este desimea necesară a lucrărilor în faza explorării de detaliu pentru ca eroarea cu care se vor obține rezervele să nu depășească o limită fixată de noi?

Rezolvarea problemelor enunțate este pe cît de dificilă pe atît de importantă. Într-adevăr, rezervele calculate și confirmate de C.R.R. stau la baza luării unei hotărîri privind oportunitatea punerii lor în exploatare, la determinarea volumului investițiilor necesare și a capacității de producție. Eventualele erori inadmisibile, constatate prea tîrziu, pot aduce prejudicii grave economiei naționale. Invers, executarea unui volum prea mare de lucrări de explorare duce la micșorarea eficienței lucrărilor geologice.

Tocmai aceste considerente ne-au determinat să încercăm a da un răspuns la problemele enunțate mai sus.

I. Factorii de care se ține seamă la stabilirea metodei pentru determinarea distanțelor dintre punctele de cercetare

Factorii mai importanți de care se ține seama la alegerea metodei de stabilire a distanței dintre probe sînt următorii:

a) *Caracteristicile zăcămîntului care determină și metodica de explorare*

În cazul zăcămintelor a căror grosime nu depășește secțiunea lucrărilor miniere, explorate prin galerii direcționale și suitori în zăcămînt, caracteristicile zăcămîntului (grosime, conținut, greutatea volumetrică) se determină de obicei în punctele din care se colectează probele chimice. Deci în acest caz, distanța dintre punctele de cercetare se reduce la distanța dintre probe, adică desimea punctelor de cercetare trebuie stabilită după o direcție.

La zăcămintele de grosime medie și mare, explorate prin nișe de cercetare executate din galerii direcționale și suitori sau în calculul zăcămintelor explorate cu foraje independent de grosimea corpurilor de minereu, caracteristicile zăcămîntului se determină prin media parametrilor stabiliți în nișele sau forajele executate. A stabili deci, în aceste cazuri, distanța dintre punctele de cercetare înseamnă a determina desimea forajelor sau a nișelor. În acest caz se poate studia distanța necesară între nișele executate la același orizont sau distanța dintre forajele aceluiași aliniament, precum și distanța dintre orizonturi sau aliniamentele de foraj, adică numărul punctelor de cercetare necesare pe o suprafață dată a zăcămîntului.

b) *Caracterul variației grosimii, conținutului și greutății volumetrice*

Desimea punctelor de cercetare ale unui zăcămînt este determinată de acel parametru care variază cel mai neregulat. Cum, de obicei, greutatea volumetrică variază între limite relativ apropiate, ea nu determină desimea lucrărilor de explorare. În general, la zăcămintele de minereuri cea mai mare variație o prezintă conținutul în componenți utili. De aceea, în majoritatea cazurilor, la stabilirea distanței dintre punctele de cercetare a zăcămîntului se ține seamă de acest factor. Există însă și cazuri cînd repartiția componenților utili este mai uniformă, grosimea prezentînd variații mai mari. Acesta poate fi cazul unor zăcăminte de fier și mai rar de cupru. În asemenea cazuri, la stabilirea distanței dintre lucrări rolul hotărîtor îl joacă variația grosimii.

Pentru a stabili care dintre acești factori este mai variabil și deci mai hotărîtor pentru determinarea distanței dintre lucrări, pe baza datelor obținute din lucrările anterioare, se calculează coeficienții de variație pentru fiecare factor. În practică se calculează coeficienții de variație a conținutului, *Ve* și grosimii, *Vg*.

Tot la acest factor menționăm că, în cazul cînd parametrii zăcămîntului variază după anumite legi, acestea trebuie stabilite pentru a se ține seamă de ele la determinarea distanței dintre lucrări. Dacă, dimpotrivă, variația parametrilor este neregulată, întîmplătoare, se poate folosi cu succes metoda statisticii matematice. Desimea lucrărilor depinde în mare măsură și de continuitatea mineralizației. În cazul mineralizațiilor foarte discontinue se folosește coeficientul de variație a continuității mineralizației.

c) *Stadiul de cercetare a zăcămîntului*

— Dacă zăcămîntul este explorat preliminar, din studiul datelor furnizate de această etapă de cercetare se stabilește desimea necesară a punctelor de cercetare în explorarea de detaliu.

— Pentru zăcămintele explorate detaliat trebuie verificat dacă distanța adoptată între lucrări este rațională, în caz contrar se va determina volumul suplimentar de lucrări necesare sau rărirea lor în continuare pentru sectoarele neexplorate.

— În cazul zăcămintelor în exploatare se impune studiul sistematic al datelor de exploatare, prin comparare cu rezervele calculate anterior. În funcție de rezultatele acestor comparații se poate modifica desimea lucrărilor, în extinderea zăcămîntului, în zonele ce urmează a fi explorate.

II. Metodele de stabilire a distanțelor dintre punctele de cercetare

În introducere s-a arătat că desimea lucrărilor depinde de variația parametrilor zăcămîntului și de eroarea de analogie pe care nu vrem să o depășim. Caracterul variației parametrilor se

poate stabili numai pe baza datelor furnizate de unele lucrări deja executate. Prin urmare, pentru a putea stabili distanța dintre lucrări este necesar un număr minim de puncte de cercetare.

În funcție de factorii menționați în capitolul I, se pot folosi următoarele metode :

A. *Metoda statisticii matematice*

Această metodă este aplicabilă în cazul cînd parametrul care hotărăște distanța dintre lucrări are o variație neregulată, întîmplătoare. Ea se bazează pe adaptarea în mod corespunzător a formulei din statistica matematică care dă abaterea unei valori medii calculate pe baza mai multor date obținute prin tatonări [9] :

$$e = \pm t \sqrt{\frac{\sigma^2}{n} \cdot \frac{F - nf}{F - f}}. \qquad (1)$$

Semnificația fiecărei litere se va da la formulele adaptate la specificul calculului de rezerve.

Vom distinge două cazuri, după cum dorim să stabilim numărul punctelor necesare pe o lungime dată (numărul probelor dintr-o galerie, numărul nișelor pe un orizont, numărul forajelor de pe un aliniament) sau pe o suprafață cunoscută a zăcămîntului.

1. Determinarea distanței dintre lucrări pe o direcție

În acest caz, distanța dintre punctele de cercetare a zăcămîntului este dată de relația :

$$d \leqslant \frac{L \times e^2}{\alpha - e^2}, \text{ unde } \alpha = \frac{10^4 t^2 n_0 (L - n_0 l) \Sigma (x_i - M)^2}{(L - l)(\Sigma x_i)^2}, \qquad (2)$$

în care s-a notat :

- L — lungimea totală pe care vrem să stabilim distanța dintre punctele de traversare a zăcămîntului, m ;
- n_0 — numărul existent al punctelor de cercetare ;
- x_i — valorile parametrului măsurate în diferite puncte (conținut, grosime) ;
- M — media aritmetică a valorilor individuale obținute ;
- l — distanța pe care admitem că parametrul își păstrează aproximativ valoarea, m ;
- e — eroarea de analogie pe care nu vrem să o depășim, % ;
- t — coeficientul de probabilitate.

În formulele (2), cantitățile L, n_0, x_i și M se cunosc. Valorile pentru l, e și t se aleg, de la caz la caz, pe baza condițiilor de zăcămînt și a preciziei dorite.

Astfel, pentru l considerăm că la zăcămintele cu o variație mare a parametrilor se poate adopta distanța obișnuită dintre probele colectate în galerii direcționale, adică $l = 3$ m.

Valoarea lui e se alege ținînd seamă de categoria de rezerve ce urmează a fi determinată de corelația dintre distanța d și eroarea e, de valoarea și importanța parametrului care determină distanța dintre lucrări etc.

Astfel, pentru rezervele de categorii superioare se va impune o eroare e mai mică decît pentru cele de categorii inferioare. După cum vom vedea în cele ce urmează, începînd de la o anumită distanță, prin micșorarea ei se obțin reduceri neînsemnate ale erorilor de analogie, astfel că îndesirea lucrărilor devine nerațională. În cazul cînd conținutul mediu pe zăcămînt se apropie de conținutul mediu minim stabilit, se vor stabili condiții mai exigente pentru e (erori mai mici). De asemenea se va avea în vedere faptul că o anumită eroare de determinare a conținutului mediu are urmări economice mult mai grave decît dacă aceeași eroare afectează numai cantitatea rezervelor (de exemplu grosimea medie), deci pentru conținut se vor admite erori mai mici decît pentru grosime. Pentru a ilustra această ultimă afirmație să considerăm următorul exemplu :

În urma explorării unui zăcămînt de minereu aurifer s-au determinat 1 000 000 t rezerve cu un conținut mediu de 8 g/t Au. Pe baza acestor rezerve se efectuează lucrări de investiții în valoare de 1 000 000 lei. Presupunem două cazuri defavorabile :

I — cantitativ rezervele se adeveresc, dar conținutul lor mediu este mai mic, în realitate, cu 25% ;

II — conținutul mediu există realmente, dar cantitatea rezervelor este mai mică tot cu 25%.

Admitem că exploatarea și prepararea unei tone de minereu costă 150 lei (exclusiv investițiile), diluția este de 20%, iar randamentul de extracție al uzinei de preparare este de 80% pentru conținutul originalului de 4,8 g/t Au și 83% pentru un conținut de 6,4 g/t Au al minereului de alimentare. Valoarea metalului în concentrat este de 30 000 lei/kg.

Tabela 1

Varianta	Rezerve, mii tone	Cont. geol., g/t	Minereu extras și prelucrat		Metal în concentrate, kg	Cheltuieli totale mil. lei	Valoarea met. în conc., mil. lei.
			cantitatea, mii tone	conținut, g/t			
I	1 000,0	6,0	1 200	4,8	4 600	180+I	138
II	750,0	8,0	900	6,4	4 780	135+I	143,4

Situația economică în cele două variante este redată în tabela 1, în care s-a notat cu I volumul investițiilor.

Rezultă că în varianta I pierderile sînt cu 50,4 milioane lei mai mari decît în varianta a doua.

Coeficientul de probabilitate t se determină din legea de distribuție a abaterilor $x_i - M$, în funcție de probabilitatea impusă de noi ca e să nu depășească limita admisă. De obicei t se alege astfel ca probabilitatea p să fie cel puțin 0,85 (mai des $p = 0{,}95$). În exemplele pe care le dăm am considerat, pentru simplificare, că abaterile $x_i - M$ se supun legii normale a lui Gauss, adică t rezultă din relația :

$$P = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-t}^{t} e^{-\frac{x^2}{2}} dx.$$

Valorile lui t pentru p ales se dau în tabele în genul tabelelor de logaritmi. Menționăm că prin admiterea legii normale a lui Gauss, comitem erori neînsemnate la determinarea lui t, deoarece el variază între limite mici. Astfel, pentru $p = 0{,}8$ $t = 1{,}44$, iar pentru $p = 0{,}95$ $t = 1{,}96$.

Practic se procedează astfel :

— se alege eroarea maximă pe care o admitem, de exemplu $e = 20\%$;

— se fixează probabilitatea, de exemplu $p = 0{,}95$, și se determină coeficientul de probabilitate din tabele. În cazul nostru, $t = 1{,}96$;

— apoi folosind formula (2), se determină distanța maximă dintre probe.

Datele luate în acest exemplu se interpretează astfel : care este cea mai mare distanță dintre punctele de cercetare, astfel ca din 100 de cazuri (de exemplu 100 t) în cel puțin 95 ($p = 0{,}95$) eroarea cu care obținem conținutul mediu să fie cel mult de 20% ($e = 20\%$) ?

Pentru a ilustra metoda indicată vom trata un exemplu numeric.

Exemplul 1. Determinarea distanțelor dintre nișele de cercetare executate dintr-o galerie direcțională în cazul unui zăcămînt de minereu aurifer.

Un filon aurifer de grosime mare a fost explorat la patru orizonturi prin galerii direcționale în culcuș, din care s-au executat nișe la cîte 30 m. Grosimea zăcămîntului este mare și are o variație medie, în schimb conținutul în aur variază neregulat. De aceea distanța necesară dintre nișe depinde de variația conținutului.

Ne propunem să stabilim dacă distanța dintre nișele executate la un anumit orizont este corespunzătoare sau nu și la nevoie să stabilim distanța maximă necesară.

Datele inițiale sînt :

$L = 595$ m ;

$n_0 = 21$ nișe.

Alegem :

$l = 3$ m ; $p = 0{,}85$; deci $t = 1{,}44$; $e \leqslant 20\%$.

În tabela 2 sînt efectuate calculele necesare.

Tabela 2

Lucrarea	x_i	$x_i - M$	$(x_i - M)^2$
Galeria 3	15,12	8,13	66,0969
Nișa 1	3,50	−3,49	12,1801
2	7,58	0,59	0,3481
3	3,06	−3,93	15,4449
4	1,99	−5,00	25,0000
5	3,31	−3,68	13,5424
6	1,40	−5,59	31,2481
7	2,66	−4,33	18,7489
8	2,32	−4,67	21,8089
8 A	2,80	−4,19	17,5561
9	3,35	−3,64	13,2496
9 A	10,09	3,10	9,6100
10	6,21	−0,78	0,6084
10 A	10,90	3,91	15,2881
11	11,85	4,86	23,6196
12	3,31	−3,68	13,5424
13	7,76	0,77	0,5929
14	11,98	4,99	24,9001
15	17,43	10,44	108,9936
16	11,58	4,59	21,0681
17	9,20	1,21	1,4641
	146,70/6,99		454,9113

Pe baza datelor din tabela 2 s-a calculat :

$(\Sigma x_i)^2 = 21\,520{,}89$;

$\Sigma (x_i - M)^2 = 454{,}9113$.

Înlocuind aceste valori în formula (2), s-a obținut :

$$d \leqslant \frac{595\ e^2}{8251 - e^2}. \qquad (3)$$

Dînd lui e diverse valori în (3), se obține :

$e\%$	5	10	15	20	25	30
d_m	1,8	7,3	16,7	30,4	48,7	72,8

Pe baza acestor valori s-a întocmit graficul din figura 1.

Din acest grafic rezultă că reducerea erorii e sub 20% nu este rațională, deoarece ea atrage după sine o descreștere rapidă a distanței dintre nișe. Deci distanța dintre nișele executate ($d = 30$ m) este bună.

2. Determinarea numărului de lucrări necesare pe o suprafață dată a zăcămîntului

Adaptînd la acest caz formula (1), numărul minim de puncte de cercetare necesare, n, se determină cu ajutorul relației :

$$n \geqslant \frac{a}{e^2},$$

unde :

$$a = \frac{10^4 \sigma^2 (S - n_e s) t^2}{M^2 (S - s)}, \qquad (4)$$

iar

$\sigma^2 = \frac{\Sigma (x_i - M)^2}{n_0}$ este pătratul abaterii medii pătratice;

S — suprafața totală pe care se studiază desimea lucrărilor, m²;

s — suprafața din jurul unui punct de cercetare pe care presupunem că parametrii nu se schimbă sensibil * ;

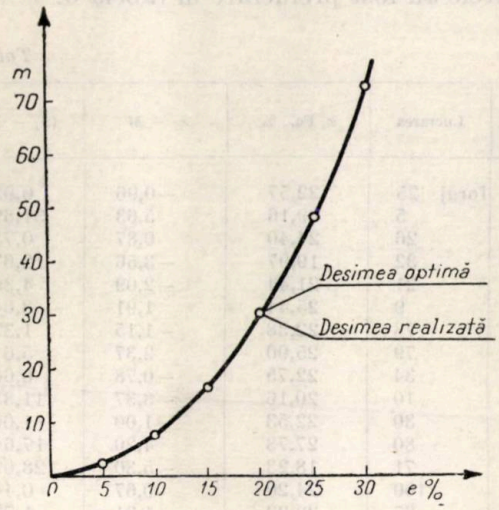


Fig. 1.

n_0, t, e și M au aceeași semnificație ca în formula (2).

Menționăm că, la nevoie, în loc de numărul necesar al punctelor de cercetare, se poate determina distanța dintre lucrări. Astfel, în cazul unei rețele pătratice de foraje, distanța dintre ele se obține din formula :

$$d \leqslant \sqrt{\frac{S}{a}}\, e. \qquad (5)$$

Dacă este dată distanța dintre aliniamentele de foraj sau dintre orizonturi h, atunci distanța d dintre forajele de pe același aliniament sau dintre nișele unui orizont, se obține folosind formula :

$$d \leqslant \frac{S}{ah} e^2. \qquad (6)$$

Vom considera în continuare cîteva exemple :

Exemplul 1. Determinarea distanțelor dintre foraje în cazul unui zăcămînt de fier.

Să considerăm un zăcămînt explorat prin foraje. El se prezintă sub forma unui strat cu îngroșări și gîtuiri frecvente, adică o variație foarte mare și neregulată a grosimii. Conținutul în fier este relativ uniform .La acest zăcămînt s-a executat o rețea pătratică de foraje la 200/200 m, pe baza căreia s-au calculat rezervele C_1.

*S se apreciază de geolog prin analogie cu alte zăcăminte sau acele părți ale zăcămîntului unde densitatea lucrărilor de explorare s-a dovedit a fi rațională.

Avînd în vedere caracterul accentuat de variație a grosimii, vom examina pe baza acesteia care trebuie să fie distanța maximă dintre foraje.

Prelucrarea datelor este redată în tabela 3.

Tabela 3

Nr. crt.	x_i	$x_i - M$	$(x_i - M)^2$
1	5,53	0,95	0,9025
2	1,77	−2,81	7,8961
3	13,23	8,65	74,8225
4	3,31	−1,27	1,6129
5	1,44	−3,14	9,8596
6	13,04	8,46	71,5716
7	6,11	1,53	2,3409
8	1,83	−2,75	7,5625
9	0,56	−4,02	6,1604
10	0,52	−4,06	16,4836
11	9,88	5,30	28,0900
12	2,87	−1,71	2,9241
13	1,26	−3,32	11,0224
14	14,51	9,93	98,6049
15	0,69	−3,89	15,1321
16	0,92	−3,66	13,3956
17	0,45	−4,13	17,0669
	$\Sigma x_i = 77{,}92$		$\Sigma (x_i - M)^2 = 385{,}4586$

Datele inițiale cunoscute sînt :

$S = 283\,585$ m²;

$n_0 = 17$ foraje.

Din tabela 3 a rezultat :

$\sigma^2 = 22{,}674$;

$M = 4{,}58$ m.

Alegem $p = 0{,}90$; deci $t^2 = 2{,}6569$ (din tabele) și

$s = 625$ m² (25^2) *.

Nu fixăm dinainte eroarea e, ci studiem variația lui n și d în funcție de e, deoarece din acest studiu se poate alege mai bine e, n și d.

Înlocuind toate datele în formula (4), obținem :

$$n = \frac{27\,704}{e^2}.$$

Dînd lui e diverse valori, se obțin datele din tabela 4 pe baza căreia s-a întocmit figura 2.

Tabela 4

e%	5	10	15	20	25	30	35	40
n	1 108	277	123	69	44	31	22	17

* Valoarea lui s s-a luat pe considerentul că în partea de zăcămînt aflat în exploatare s-a dovedit că o anumită grosime se menține pe cel mult 25 m pe direcție și înclinare.

Din tabela 4 și din figura 2 se poate constata că la cele 17 foraje executate corespunde o eroare de 40%. Cu toate că este vorba de un parametru cantitativ, apreciem că eroarea de 40% este

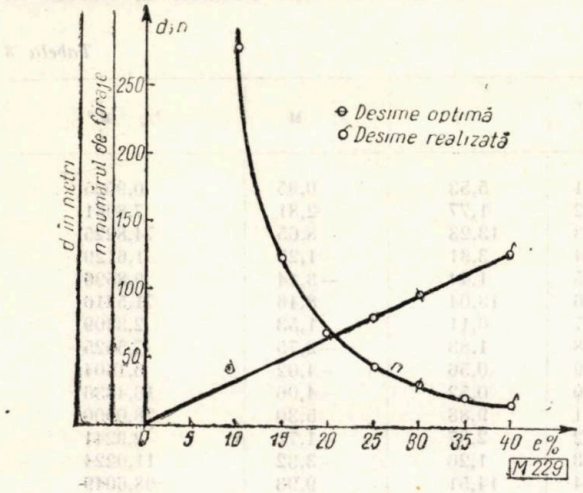


Fig. 2.

prea mare, mai ales avînd în vedere faptul că zăcămîntul este în grupa a 3-a, deci rezervele C_1 stau la baza întocmirii proiectelor de exploatare. Pe de altă parte, avînd în vedere faptul că zăcămîntul prezintă frecvente ondulații, acestea fac ca erorile comise să fie în sensul supraevaluării grosimilor. Datorită acestui fapt, considerăm că cele 17 foraje sînt încă insuficiente.

Avînd în vedere faptul că este vorba de un parametru cantitativ, apreciem că eroarea poate fi admisă pînă la 30%, deci e de 30%. În acest fel, rezultă:

$$n \geqslant 31,$$

adică pentru a obține rezervele cu o eroare de cel mult 30% teoretic ar fi necesare încă 14 foraje.

Înlocuind datele în formula (5), se obține:

$$d \leqslant 3{,}2\ e$$

Valorile acestei distanțe în funcție de e sînt date în tabela 5.

Tabela 5

e%	5	10	15	20	25	30	35	40
d (m)	16	32	48	64	80	96	112	128

Pentru $e \leqslant 30$ rezultă $d \leqslant 96$ m ∞ 100 m, adică pentru explorarea în extindere a zăcămîntului la nivelul de rezerve C_1, ar fi necesară o rețea pătratică de 100/100 m.

S-a stabilit distanța dintre foraje în funcție de variația grosimii, deoarece conținutul în fier este mult mai uniform decît grosimea.

La acest zăcămînt se ivește însă o problemă deosebită și în legătură cu conținutul. Conținutul mediu pe zăcămînt (23,53% Fe) este foarte apropiat de conținutul mediu minim stabilit (20% Fe). Datorită acestui fapt se ridică problema dacă, nu cumva la distanța de 100/100, eroarea de determinare a conținutului ar putea micșora conținutul mediu sub 20% Fe? Pentru a lămuri și această problemă s-au repetat toate calculele și pentru conținut.

Datele au fost prelucrate în tabela 6.

Tabela 6

Nr. crt.	Lucrarea	x_i Fe. %	$x_i - M$	$(x_i - M)^2$
1	foraj 25	22,57	−0,96	0,921
2	5	29,16	5,63	31,696
3	26	24,40	0,87	0,756
4	32	19,97	−3,56	12,673
5	21	21,44	−2,09	4,368
6	9	25,44	1,91	3,648
7	78	22,38	−1,15	1,322
8	79	25,90	2,37	5,616
9	34	22,75	−0,78	0,608
10	10	20,16	−3,37	11,356
11	30	22,53	−1,00	1,000
12	80	27,73	4,20	17,640
13	71	18,23	−5,30	28,090
14	100	24,20	0,67	0,44
15	67	22,22	−1,31	1,716
16	14	19,35	−4,18	17,472
17	65	26,63	3,10	9,610
18	77	28,46	4,93	24,304
Total		$\Sigma x_i = 423{,}46$		$\Sigma(x_1 - M)^2 = 172{,}236$

$$M = \frac{423{,}52}{18} = 23{,}53\%\ Fe.$$

În acest caz s-au luat în considerare 18 foraje, inclusiv un foraj eliminat la studiul în funcție de grosime, deoarece cu această sondă s-a interceptat o grosime anormal de mare (26,59 m).

S-au obținut următoarele date:

$\sigma^2 = 9{,}56$

$S = 283\ 585\ m^2$

$n_0 = 18$

$M = 23{,}53\%$ Fe.

Alegem:

$p = 0{,}95$; deci $t^2 = 3{,}8416$;

$s = 625\ m^2$.

În acest fel s-a obținut:

$$n \geqslant \frac{638}{e^2}.$$

Dînd lui e diverse valori, s-a întocmit tabela 7.

Datele din această tabelă au stat la baza întocmirii figurii 3.

Se observă că pentru șapte foraje $e \leqslant 10\%$, ceea ce ne asigură că conținutul mediu real nu este sub 20 %. Prin urmare, în cazul considerat tot grosimea este aceea care determină distanța dintre foraje.

Prin compararea datelor din tabelele 4 și 7, se constată că în cazul zăcămîntului considerat,

Tabela 7

e, %	5	10	15	20
n	26	7	3	2

pentru obținerea cu aceeași precizie a conținutului și a grosimii medii, conținutul poate fi determinat luînd probe de circa 40 de ori mai puține decît locurile în care se măsoară grosimea. Această observație are o importanță practică

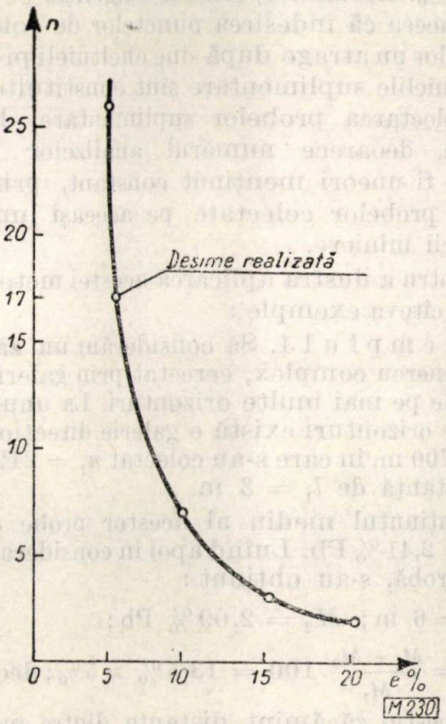


Fig. 3.

deosebită, și anume că în cazul explorării acestui zăcămînt prin galerii direcționale, dacă grosimea se măsoară din 3 în 3 m, este suficient ca probele chimice să se ia numai din 20 în 20 m.

E x e m p l u l 2. Stabilirea numărului de nișe necesare la exploatarea aceluiași zăcămînt aurifer, tratat anterior.

Prelucrarea datelor este redată în tabela 8.

$$M = \frac{242{,}81}{48} = 5{,}06.$$

Datele inițiale sînt :

$S = 115{,}691$ m²;

$n_0 = 48$;

$M = 5{,}06$ g/t Au;

$\sigma^2 = 17{,}35$.

Alegem :

$t^2 = 2{,}0684$

$s = 10$ m².

Astfel se obține :

$$n \geqslant \frac{25\,929}{e^2}.$$

Pe baza acestei formule s-au întocmit tabela 9 și graficul din figura 4.

Din acest grafic se observă că pentru valori ale lui e sub 20 %, numărul nișelor crește rapid,

Tabela 8

Nr. crt.	Lucrarea	x_i	$x_i - M$	$(x_i - M)^2$
1	șanț 1 A	3,5	−1,56	2,433
2	2	1,6	−3,46	11,97
3	2 A	3,0	2,06	4,24
4	3	2,4	−2,66	7,07
5	3 A	1,1	−3,96	15,68
6	4	2,04	−3,02	9,12
7	4 A	1,80	−3,26	10,62
8	5	2,07	−2,99	8,94
9	5 A	2,12	−2,94	8,64
10	6	1,60	−3,46	11,97
11	7	2,0	−3,06	9,36
12	8	3,2	−1,86	3,45
13	9	3,3	−1,76	3,09
14	gal. I. transv.	2,3	−2,76	7,61
15	nișa 3	1,1	−3,96	15,68
16	3 A	2,58	−2,48	6,15
17	5	7,62	2,39	5,71
18	6	8,45	3,39	11,49
19	gal. 3 transvl.	15,12	10,06	101,20
20	nișa 1	3,50	−1,56	2,43
21	2	7,58	2,52	6,35
22	3	3,06	−2,00	4,00
23	4	1,99	−3,07	9,42
24	5	3,31	−1,75	3,06
25	6	1,40	−3,66	13,39
26	7	2,66	−2,40	5,76
27	8	2,32	−2,74	7,50
28	8 A	2,80	−2,26	5,10
29	9	3,35	−1,71	2,92
30	9 A	10,09	5,03	25,30
31	10	6,21	1,15	1,32
32	10 A	10,90	5,84	34,10
33	11	11,85	6,79	46,10
34	12	3,31	−1,75	3,06
35	13	7,76	2,70	7,29
36	14	11,98	6,92	47,88
37	15	17,43	12,37	153,01
38	16	11,58	6,52	42,51
39	17	8,20	3,14	9,85
40	gal. inf. nișa 8	2,32	−2,74	7,50
41	10	5,85	0,79	0,62
42	11	2,90	−2,16	4,66
43	12	2,78	−2,28	5,19
44	13	3,13	−1,93	3,72
45	13 A	2,77	−2,29	5,24
46	14	3,67	−1,39	1,93
47	14 A	6,30	1,24	1,53
48	15	15,91	10,85	117,72

$\Sigma x_i = 242{,}81$ $\Sigma (x_i - M)^2 = 832{,}88$

astfel că nu este raţional să pretindem o eroare mai mică.

Admiţînd deci că $e = 20\%$, avem $n \geqslant 65$. Rezultă că pentru acest zăcămînt, numărul nişelor executate este insuficient.

Tabela 9

e, %	5	10	15	20	25	30
n	1 037	259	115	65	41	29

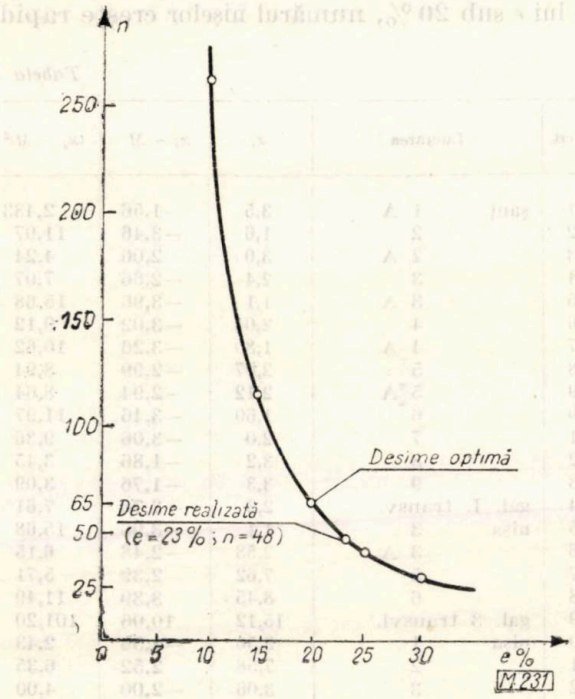


Fig. 4.

B. *Metoda eliminărilor succesive*

1. Stabilirea distanţei optime dintre probe în galerii sau suitori

În cazul zăcămintelor de grosime mică şi foarte mică, explorate prin galerii direcţionale şi suitori de cercetare, caracteristicile zăcămîntului se determină în locul de colectare a probelor. În acest caz se pune problema determinării echidistanţei dintre probe. În marea majoritate a cazurilor, la noi în ţară distanţa dintre probe se ia aproape aceeaşi, indiferent de variaţia conţinutului sau a grosimii pentru zăcăminte de acelaşi tip. Distanţa optimă dintre probe se poate stabili în felul următor : după executarea unei galerii direcţionale şi eventual a unor suitori se colectează probe la distanţe mai mici, spre exemplu la 2 m.

Pentru a fixa ideile să presupunem că parametrul care determină distanţa dintre probe este conţinutul în componenţi utili. Se calculează conţinutul mediu M_1 al tuturor probelor. Se elimină apoi tot a doua probă, calculîndu-se conţinutul mediu M_2 al probelor rămase. Se continuă operaţia menţinînd proba a 3-a, a 4-a etc. În acest fel se obţin seriile de conţinuturi M_1, M_2, M_3 etc., corespunzătoare distanţelor dintre probe de 2, 4, 6 m etc. Este normal să admitem că valoarea cea mai apropiată de realitate este M_1, adică conţinutul mediu corespunzător celei mai mici distanţe dintre probe. În acest fel, exprimăm erorile aparente ale conţinuturilor medii M_2, M_3 etc. faţă de M_1. Cea mai mare distanţă dintre probe, pentru care eroarea aparentă :

$e_i = \frac{M_1 - M_i}{M_1} 100$ nu depăşeşte o eroare e fixată de noi, corespunde distanţei dintre probe. Considerăm că în acest caz eroarea admisibilă, e, trebuie luată sensibil mai mică, în general $e \leqslant 5\%$. Această sporire a exigenţei se explică prin aceea că îndesirea punctelor de colectare a probelor nu atrage după sine cheltuieli prea mari. Cheltuielile suplimentare sînt constituite numai de colectarea probelor suplimentare, la o îndesire, deoarece numărul analizelor chimice poate fi uneori menţinut constant, prin unificarea probelor colectate pe aceeaşi lungime a lucrării miniere.

Pentru a ilustra aplicarea acestei metode vom trata cîteva exemple :

Exemplul 1. Să considerăm un zăcămînt de minereu complex, cercetat prin galerii direcţionale pe mai multe orizonturi. La unul dintre aceste orizonturi există o galerie direcţională de $L = 700$ m, în care s-au colectat $n_1 = 212$ probe, la distanţă de $l_1 = 3$ m.

Conţinutul mediu al acestor probe este de $M_1 = 2{,}41\%$ Pb. Luînd apoi în considerare tot a 2-a probă, s-au obţinut :

$l_2 = 6$ m; $M_2 = 2{,}09\%$ Pb;

$e_2 = \frac{M_1 - M_2}{M_1} 100 = 13{,}5\% > 5\%$; deci în cazul acestui zăcămînt distanţa dintre probe nu poate fi mărită peste 3 m.

Exemplul 2. Pentru un alt zăcămînt de minereu complex s-au obţinut :

$L = 270$ m;
$l_1 = 3$ m; $n_1 = 90$; $M_1 = 3{,}24\%$ Pb;
$l_2 = 6$ m; $n_2 = 46$; $M_2 = 2{,}85\%$ Pb;
$e_2 = 12{,}03\% > 5\%$; deci nici în acest caz nu se pot mări distanţele dintre probe peste 3 m.

În exemplele 1 şi 2 nu avem certitudinea că distanţa optimă dintre probe este de 3 m. Este probabil ca ea să fie mai mică. Întrucît nu dispunem de probe mai dese, nu ne putem pronunţa cu siguranţă asupra distanţei optime.

Exemplul 3. Într-un zăcămînt cuprifer s-au considerat două filoane.

Filonul 1

Pentru acest filon avem :

$L = 500$ m;
$l_1 = 3$ m; $n_1 = 133$; $M_1 = 2{,}285\%$ Cu;
$l_2 = 6$ m; $n_2 = 65$; $M_2 = 2{,}3238\%$ Cu; $e_2 = 1{,}65\% < 5\%$;
$l_3 = 9$ m; $n_3 = 44$; $M_3 = 2{,}17\%$ Cu; $e_3 = 4{,}82\% < 5\%$;
$l_4 = 12$ m; $n_4 = 33$; $M_4 = 2{,}1381\%$ Cu; $e_4 = 6{,}45\% > 5\%$.

Deci pentru acest filon distanța optimă dintre probe poate fi luată de 9 m.

Filonul 2

Datele obținute prin prelucrare sînt :

$L = 200$ m;
$l_1 = 3$ m; $n_1 = 63$; $M_1 = 1{,}5555\%$ Cu;
$l_2 = 6$ m; $n_2 = 32$; $M_2 = 1{,}5391\%$ Cu; $e_2 = 1{,}04\% < 5\%$;
$l_3 = 9$ m; $n_3 = 21$; $M_3 = 1{,}4690\%$ Cu; $e_3 = 5{,}52\% > 5\%$.

Avînd în vedere că în cazul filonului 2 eroarea aparentă este mai mare de 5% pentru $l = 9$, se poate considera că în cadrul acestui zăcămînt distanța dintre probe poate fi luată de 6 m.

Rezultatele obținute în cele trei exemple confirmă că într-un zăcămînt de minereu complex repartiția componenților utili este foarte neuniformă, pe cînd în cazul zăcămintelor de cupru ea este mai uniformă.

2. Distanța dintre nișe sau foraje în cazul corpurilor de minereu de grosime medie sau mare

Metoda eliminărilor succesive poate fi utilizată și la stabilirea distanței dintre nișe sau foraje pe o direcție sau a numărului acestor lucrări pe o suprafață dată.

Explorarea de detaliu a unui zăcămînt nu se face de obicei simultan pe toată extinderea sa, ci numai pe o porțiune a acestuia. După explorarea de detaliu pe o parte a zăcămîntului, se compară datele obținute, folosind toate lucrările executate cu cele calculate folosind numai a 2-a, a 3-a etc. lucrare. În cazul studierii desimii lucrărilor după o direcție (pe un orizont sau un aliniament de foraje), eliminările succesive se fac la fel ca în cazul probelor.

Dacă studiul desimii lucrărilor se face pe o suprafață, atunci eliminările succesive se fac în șah. Se consideră desime optimă aceea la care diferența valorilor medii ale parametrilor diferă puțin de cele calculate cu folosirea tuturor lucrărilor executate. Desimea obținută se va adopta pentru explorarea în detaliu a restului zăcămîntului.

Menționăm că pentru folosirea acestei metode este necesar să avem certitudinea că în porțiunea explorată în detaliu lucrările executate sînt suficiente. În cazul zăcămintelor în exploatare, suficiența lucrărilor se verifică prin concordanța dintre rezervele calculate și cele exploatate. Dacă zăcămîntul nu este în exploatare, acest lucru se verifică prin abataje experimentale,

Eliminarea aceluiași număr de lucrări se face în toate modurile posibile, comparația datelor obținute prin folosirea tuturor lucrărilor făcîndu-se cu rezultatele din fiecare variantă de eliminare.

Comparațiile se fac pentru conținuturi medii, grosimi medii sau pentru rezerve de minereu și de metal.

Neajunsul acestei metode constă în faptul că desimea optimă se stabilește pe o porțiune de zăcămînt deja explorată în detaliu, și aceasta se extinde asupra restului din zăcămînt, fără a avea certitudinea că porțiunea explorată în detaliu este reprezentativă pentru tot zăcămîntul din punctul de vedere al variației caracteristicilor sale.

C. *Metoda comparării gradelor de precizie*

În diferitele zăcăminte, sau chiar și în părțile diferite ale aceluiași zăcămînt, indicii cantitativi și calitativi nu au același caracter de variație. Variația conținutului, grosimii etc. unui zăcămînt se poate caracteriza cantitativ prin coeficientul de variație (v_x) :

$$v_x = \frac{\sigma_x}{M_x} = \frac{1}{M_x} \cdot \sqrt{\frac{(x_i - M_x)^2}{n}}, \qquad (7)$$

unde :

x_i este valoarea indicelui într-un punct (grosime, conținut);
M_x — valoarea medie aritmetică a indicelui :

$$M_x = \frac{\Sigma x_i}{n};$$

n — numărul punctelor în care s-a măsurat indicele.

Cu cît este mai mare coeficientul de variație v, cu atît mai mult variază indicele studiat (conținutul, grosimea etc.). Coeficientul de variație se schimbă de la un zăcămînt la altul. Cu toate condițiile diferite în care se prezintă zăcămintele, rezervele lor pot fi determinate cu același grad de precizie (grad de siguranță) modificînd desimea lucrărilor. Desimea lucrărilor (δ) se poate exprima cu ajutorul relației :

$$\delta = \frac{n}{\varepsilon}, \qquad (8)$$

în care :

δ este desimea lucrărilor;
n — numărul observațiilor (foraje, nișe etc.);
ε — poate fi L sau S, unde :
L — lungimea pe care se studiază desimea lucrărilor sau
S — suprafața pe care se studiază desimea lucrărilor.

Gradul de precizie K cu care se obțin rezervele este direct proporțional cu desimea lucrărilor și invers proporțional cu coeficientul de variație, adică pentru K se poate lua expresia :

$$K = \frac{\delta}{v} = \frac{n}{\varepsilon v}, \qquad (9)$$

în care v este coeficientul total de variație :

$$v = \sqrt{v_c^2 + v_g^2 + v_\gamma^2}, \quad (10)$$

v_c — coeficientul de variație al conținutului în component util ;
v_g — coeficientul de variație al grosimii ;
v_γ — coeficientul de variație al greutății volumetrice.

Dacă din minereu se extrag mai mulți componenți utili principali, c_1, c_2 ..., atunci în relația (10) se pune

$$v_c^2 = v_{c_1}^2 + v_{c_2}^2 + \ldots$$

Întrucît, în general, greutatea volumetrică variază puțin, se poate lua :

$$v = \sqrt{v_c^2 + v_g^2}. \quad (11)$$

Să considerăm acum două zăcăminte, Z_1 și Z_2, sau două părți distincte ale aceluiași zăcămînt. Pentru cele două zăcăminte s-au obținut gradele de precizie :

$$K_1 = \frac{n_1}{\varepsilon_1 v_1} \text{ și } K_2 = \frac{n_2}{\varepsilon_2 v_2}.$$

Pentru ca în cele două zăcăminte rezervele să se obțină cu același grad de precizie, este necesar ca K_1 să fie egal cu K_2 [1], adică :

$$\frac{n_1}{\varepsilon_1 v_1} = \frac{n_2}{\varepsilon_2 v_1} \quad (12)$$

Să presupunem că zăcămîntul sau partea de zăcămînt Z_2 a fost explorat în detaliu, desimea lucrărilor efectuate fiind dovedită optimă prin lucrări de exploatare sau într-un alt mod oarecare. În zăcămîntul Z_1 s-a executat o rețea rară de lucrări în cadrul explorării preliminare. Din datele furnizate de aceste lucrări se poate calcula coeficientul de variație v_1, cunoscîndu-se și lungimea sau suprafața ε_1 asupra căreia vrem să extindem explorarea de detaliu. În aceste condiții, în relația (12) se cunosc : ε_1, v_1, n_2, ε_2 și v_2 singura necunoscută fiind n_1, care poate fi obținută astfel :

$$n_1 = \frac{\varepsilon_1 v_1}{\varepsilon_2 v_2} n_2. \quad (13)$$

Din cele arătate rezultă că metoda comparării gradelor de precizie constă în următoarele :

Dacă o parte a unui zăcămînt a fost explorată în detaliu, desimea adoptată fiind dovedită corespunzătoare prin lucrări de exploatare sau în alt mod, pentru porțiunea respectivă se calculează ε_2, v_2 și n_2. Pentru stabilirea distanței optime dintre lucrări în restul zăcămîntului, se stabilesc, pe baza lucrărilor din explorarea preliminară, ε_1 și v_1. Cu ajutorul relației (13) se obține numărul lucrărilor necesare pentru explorarea detaliată a porțiunii din zăcămînt aflată în faza de explorare preliminară. Această metodă poate fi folosită cu succes și la zăcămintele explorate preliminar, în care nu a încăput explorarea de detaliu. În acest caz, ε_2, v_2 și n_2 se iau de la un alt zăcămînt de același fel, explorat în detaliu.

Metoda aceasta servește nu numai la stabilirea distanței necesare dintre lucrări în etapa explorării de detaliu, ci și la verificarea suficienței desimii lucrărilor într-un zăcămînt deja explorat. În acest caz se folosește tot relația (13), la nevoie îndesindu-se rețeaua existentă.

Menționăm că la stabilirea distanței dintre lucrări, dacă prin explorarea de detaliu dorim să obținem rezerve de o anumită categorie, din zăcămîntul sau partea de zăcămînt deja cunoscută se iau în considerare numai porțiunile explorate la nivelul acelei categorii.

Pentru ilustrarea acestei metode vom considera exemplul următor.

Exemplul 1. Explorarea în extindere a unui zăcămînt în curs de exploatare.

Un zăcămînt de fier, aflat în exploatare, a fost explorat în perimetrul minei prin lucrări miniere și foraje. Rezervele calculate pe baza datelor de explorare sînt confirmate de exploatare.

În perimetrul minei, prin lucrări geologice s-au determinat rezervele C_1, iar în cursul explorării de exploatare — rezerve de categoria B. În extinderea minei s-au executat foraje pe o suprafață de peste 6 ori mai mare decît suprafața cu rezerve C_1 din perimetrul minei. Știind că rezervele C_1 din perimetrul minei se confirmă în cursul exploatării și servindu-ne de rezultatele forajelor în extinderea minei, ne propunem să determinăm rețeaua optimă de foraje pentru obținerea rezervelor C_1 în sectorul de explorare.

Concordanța dintre datele de explorare și exploatare din perimetrul minei arată că aici volumul lucrărilor de explorare este cel puțin necesar. Este posibil ca și printr-un volum mai mic de lucrări să se fi obținut rezultate mulțumitoare, adică s-ar putea ca în perimetrul minei rezervele C_1 să fie explorate cu un volum prea mare de lucrări. Pentru a se evita folosirea unei rețele prea dese de foraje, adică efectuarea unor cheltuieli care ar duce în mod inutil la micșorarea eficienței lucrărilor geologice în extinderea minei, vom stabili în prealabil care este volumul minim de lucrări din perimetrul minei, astfel ca rezervele să se fi obținut cu o precizie satisfăcătoare.

În acest scop vom stabili numărul minim de lucrări necesare în perimetrul minei folosind metoda statisticii matematice. Acest număr îl vom determina în funcție de variația grosimii.

Datele inițiale sînt trecute în tabela 10.

Datele inițiale sînt :

$$S = 129\,800 ;$$
$$n_0 = 22.$$

Tabela 10

Perimetrul explorat în detaliu cu lucrări miniere şi foraje (folosirea tuturor datelor)

Nr. crt.	Grosime		
	g_i	$g_i - M_g$	$(g_i - M_g)^2$
1	8,00	5,46	29,81
2	4,10	1,56	2,43
3	2,00	−0,54	0,29
4	4,00	1,46	2,13
5	0,60	−1,94	3,76
6	2,00	−0,54	0,29
7	2,00	−0,54	0,29
8	2,10	−0,44	0,19
9	2,00	−0,54	0,29
10	1,50	−1,04	1,08
11	2,10	−0,44	0,19
12	2,50	−0,04	0,02
13	1,80	−0,74	0,55
14	2,57	0,03	0,01
15	2,25	−0,29	0,08
16	2,90	0,36	0,13
17	5,70	3,16	9,98
18	1,15	−1,39	1,93
19	1,00	−1,54	2,37
20	3,40	0,86	0,74
21	0,80	−1,74	3,03
22	1,50	−1,04	1,08
	2,54	0,09	60,67

Din tabela 10 rezultă :

$$\sigma^2 = \frac{60,67}{22} = 2,758;$$

$$M = 2,54.$$

Alegem : $p = 0,90$; deci $t^2 = 2,6569$;

$e \leqslant 30\%$; $s = 625$ m².

Înlocuind în formulele (4), obţinem :

$$a = 10\,202,95;$$

$$n \geqslant \frac{a}{e^2} = \frac{10\,202,95}{900} \cong 11.$$

Înseamnă că în perimetrul minei rezervele C_1 sînt explorate cu un volum prea mare de lucrări. Erau suficiente 11 lucrări. Pentru obţinerea reţelei optime de foraje în extinderea minei, vom lua în considerare numai 11 lucrări din perimetrul minei.

În continuare vom aplica metoda comparării gradelor de precizie din perimetrul minei folosind numai numărul necesar de lucrări, adică 11.

Datele de grosime şi conţinut, precum şi prelucrarea lor sînt redate în tabelele 11 şi 12.

Din tabela 11 şi din datele iniţiale avem :

$$n_0 = 23\ ;\ \varepsilon_1 = S_1 = 748\,300 \text{ m}^2;$$

$$v^2_{g_1} = \frac{\Sigma (g_i - M_g)^2}{n_0 M_g^2} = \frac{468,45}{23 \times 3,84^2} = \frac{468,45}{339,25} = 1,381;$$

$$v^2_{c_1} = \frac{\Sigma (c_i - M_c)^2}{n_0 M_c^2} = \frac{371,13}{23 \times 22,69^2} = \frac{371,13}{11\,841,32} = 0,031;$$

$$v_1 = \sqrt{v^2_{g_1} + v^2_{c_1}} = \sqrt{1,412} = 1,19.$$

Pe baza acestei tabele obţinem :

$$n_2 = 11 \quad \varepsilon_2 = S_2 = 120\,400 \text{ m}^2;$$

$$v^2_{g_2} = \frac{\Sigma (g_i - M_g)^2}{n_2 M_g^2} = \frac{14,39}{11 \times 6,45} = 0,203$$

$$v^2_{c_2} = \frac{\Sigma (c_i - M_c)^2}{n_2 M_c^2} = \frac{269,47}{11 \times 27,97^2} = \frac{269,47}{8605,53} = 0,031;$$

$$v_2 = \sqrt{v^2_{g_2} + v^2_{c_2}} = \sqrt{0,239} = 0,484.$$

Din formula (13) rezultă numărul de foraje necesar în extinderea minei pentru obţinerea rezervelor C_1 :

$$n_1 = \frac{\varepsilon_1 v_1}{\varepsilon_2 v_2} n_2 = \frac{7\,483 \times 1,11}{1\,204 \times 0,484} 11 = \frac{97\,952,47}{582,74} = 168$$

foraje.

În funcţie de n_1 şi s_1 se obţine distanţa maximă dintre foraje, $d \leqslant 72$ m.

D. *Metoda comparării datelor de explorare cu cele de exploatare.*

Suficienţa desimii lucrărilor adoptată la explorarea unui zăcămînt se confirmă sau se infirmă în cursul exploatării substanţei minerale utile.

Pe măsura exploatării unui zăcămînt se acumulează un volum tot mai mare de date privind cantitatea şi calitatea reală a rezervelor.

Comparînd datele furnizate de exploatarea zăcămîntului cu rezervele calculate anterior pe baza lucrărilor de explorare, se poate verifica dacă rezervele calculate prin lucrările de explorare executate se confirmă sau nu.

Este evident că concluziile obţinute din această comparaţie sînt tardive pentru porţiunea deja exploatată. Însă exploatarea unui zăcămînt nu se face simultan pe toată extinderea sa. De obicei se pun în exploatare anumite orizonturi. Pe baza comparării datelor de explorare cu cele de exploatare din orizonturile superioare, se trag concluzii cu privire la desimea lucrărilor în adîncime sau în alte corpuri de minereu care urmează să se exploreze.

La aplicarea acestei metode, înainte de a stabili distanţa dintre lucrări în părţile zăcămîntului neexplorate în detaliu, trebuie să analizăm care ar fi fost necesarul de lucrări de explorare pentru partea de zăcămînt intrată în exploatare.

În cursul comparării datelor de exploatare cu cele de explorare se pot ivi două cazuri :

— Rezervele calculate anterior nu diferă prea mult cantitativ şi calitativ de cele explorate. De aici nu se poate trage concluzia că desimea lucrărilor de explorare executate este cea necesară şi că ea poate fi extinsă şi asupra părţilor neexplorate încă. Singura afirmaţie care se poate face în acest caz este că desimea lucrărilor exe-

Tabela 11

Perimetrul explorat preliminar cu foraje

Nr. crt.	Grosime			Conținut Fe,%		
	g_i	$g_i - M_g$	$(g_i - M_g)^2$	c_i	$c_i - M_i$	$(c_i - M_i)^2$
1	0,42	−3,42	11,70	29,16	6,47	41,86
2	0,45	−3,39	11,49	26,74	4,05	16,40
3	0,52	−3,32	11,02	15,50	−7,19	51,70
4	0,70	−3,14	9,86	14,41	−8,29	68,72
5	1,10	−2,74	7,51	16,63	−6,06	36,72
6	7,31	3,47	12,04	24,45	1,76	3,10
7	5,53	1,69	2,86	22,57	−0,12	0,01
8	1,77	−2,07	4,28	29,16	6,47	41,86
9	13,23	9,39	88,17	24,40	1,71	2,92
10	3,31	−0,53	0,28	19,97	−2,72	7,40
11	1,44	−2,40	5,76	21,44	−1,25	1,56
12	13,04	9,20	84,64	25,44	2,75	7,56
13	6,11	2,27	5,15	22,38	−0,31	0,10
14	1,83	−2,01	4,04	25,90	3,21	10,30
15	0,56	−3,28	10,76	22,75	0,06	0,03
16	0,52	−3,32	11,02	20,16	−2,53	6,40
17	9,88	6,04	36,48	22,53	−0,16	0,03
18	2,87	−0,97	0,94	27,73	5,04	25,40
19	1,26	−2,58	6,66	18,23	−4,46	19,89
20	14,51	10,67	113,85	24,20	1,51	2,28
21	0,69	−3,15	9,92	22,22	−0,47	0,22
22	0,92	−2,92	8,53	19,35	−3,34	11,15
23	0,45	−3,39	11,49	26,63	3,94	15,52
	3,84	0,10	468,45	22,69	0,04	371,13

Tabela 12

Perimetrul explorat în detaliu cu lucrări miniere și foraje (folosirea datelor necesare)

Nr. crt.	Grosime			Conținut Fe,%		
	g_i	$g_i - M_g$	$(g_i - M_g)^2$	c_i	$c_i - M_c$	$(c_i - M_c)^2$
1	2,00	−0,54	0,2916	27,80	−0,15	0,03
2	2,10	−0,44	0,1936	34,98	7,03	49,42
3	2,00	−0,54	0,2916	35,45	7,50	56,25
4	2,10	−0,44	0,1936	24,39	−3,56	12,67
5	2,50	−0,04	0,0016	20,99	−6,96	48,44
6	1,80	0,74	0,5476	22,96	−4,99	24,90
7	2,25	−0,29	0,0841	31,96	4,01	16,08
8	2,90	0,36	0,1296	21,06	−6,89	47,47
9	5,70	3,16	9,9856	27,10	−0,85	0,72
10	1,15	−1,39	1,9321	31,28	3,33	11,09
11	3,40	0,86	0,7396	29,50	1,55	2,40
	$\frac{27,90}{11} = 2,54$	−0,04	14,3906	$\frac{307,47}{11} = 27,95$	0,02	269,47

cutate este mai mare sau cel puțin egală cu cea necesară. Adică este posibil ca în porțiunea de zăcămînt pusă în exploatare să se fi executat un volum de lucrări de explorare mai mare decît cel necesar. A extinde în mod mecanic această desime asupra restului zăcămîntului înseamnă a face o serie de cheltuieli inutile. Pentru a rezolva în mod corect problema în acest caz, în prealabil se va stabili desimea rațională de lucrări în partea zăcămîntului aflată în exploatare folosind și metoda eliminărilor succesive, comparînd rezervele de minereu și de metal obținute succesiv cu datele de exploatare sau folosind metoda statisticii matematice, după ce s-a stabilit în acest fel volumul optim de lucrări în partea zăcămîntului aflată în exploatare. Aceasta se extinde și asupra restului zăcămîntului, cu corecțiile impuse de condițiile geologice cunoscute în mod preliminar. Dacă în partea neexplorată în detaliu există o rețea rară de lucrări, extinderea rețelei lucrărilor de explorare se poate face folosind metoda comparării gradelor de precizie.

— Este posibil ca din compararea datelor de explorare cu cele de exploatare să se obțină diferențe prea mari. Pentru a se putea trage concluzia că densitatea lucrărilor este insuficientă trebuia să ne asigurăm în prealabil că parametrii de calcul (conținut, grosime etc.) nu sînt afectați de erori sistematice, ceea ce se realizează

prin verificări de control. Dacă s-a dovedit că nu există erori sistematice, atunci lucrările trebuie îndesite chiar în zona pusă în exploatare, pînă cînd între datele de exploatare există o concordanță.

* * *

Din cele arătate s-ar putea presupune că, în sfîrșit, s-a găsit cheia rezolvării judicioase a densității lucrărilor de explorare.

Ar fi greșit dacă s-ar înțelege așa. Aceasta ar duce la diminuarea importanței concepției geologice, care rămîne să aibă în continuare un rol important în alegerea rețelei de explorare. În rezolvarea judicioasă a stabilirii densității lucrărilor de explorare, accentul trebuie pus în primul rînd pe cartarea foarte conștiincioasă a lucrărilor de explorare. Apoi cunoașterea genezei zăcămîntului are un mare rol în alegerea densității rețelei de explorare și a sistemului de probare. Toate metodele indicate trebuie privite doar orientativ. Ele ne ajută, am putea spune, să ne apropiem de realitatea complexității zăcămîntului, dar nicidecum de cunoașterea absolută a acesteia înaintea exploatării. Spre exemplu, în cadrul metodei statisticii matematice putem introduce doar coeficienții de variație ai conținutului, grosimii și greutății volumetrice. Dar la baza grupării zăcămintelor în cele trei grupe mai stă și factorul complexității tectonice, care nu poate fi introdus în formule matematice de calcul. Un zăcămînt poate avea coeficienți ai variației conținutului și grosimii foarte mici, dar el să fie foarte faliat după anumite sisteme de fisuri și dislocat. În acest caz, statistica matematică ne poate duce la alegerea unei rețele care ar corespunde grupei I sau II de zăcăminte, cînd de fapt ar trebui încadrat după gradul de tectonizare, în grupa III. Sau să presupunem cazul zăcămintelor cu corpuri de formă lenticulară paralele cu stratele la care, de asemenea, v_c și v_g sînt mici. Ar trebui în acest caz să corelăm acești coeficienți cu un coeficient al lungimilor medii ale lentilelor și al distanțelor medii dintre lentile, ceea ce este de asemenea foarte greu. Geologii cu mare experiență în explorări geologice (Kreiter, 1961) arată că metoda statisticii matematice de determinare a densității rețelei lucrărilor de explorare din mai multe cauze, și în primul rînd din cauza aspectului aproximativ al datelor folosite în calcul nu poate rezolva de sine stătător problema densității rețelei. De aceea — arată el — nu se recomandă aplicarea acestei metode fără a ține seamă de particularitățile structurii geologice a zăcămîntului și de experiența practică a explorărilor. Această metodă, însă, poate fi aplicată cu succes în etapa explorărilor preliminare.

Metoda eliminărilor succesive poate fi folosită în special la zăcămintele aproximativ simple din punctul de vedere al caracteristicilor lor.

Această metodă a eliminărilor se mai poate aplica la zăcămintele care se aseamănă foarte mult între ele, sînt simple și care se găsesc în condiții geologice analoge. De exemplu lentilele de pirite cuprifere din limita aceleiași zone mineralizate.

Concluzii

1. În alegerea și conducerea rațională a metodei și metodicii de explorare a zăcămintelor de substanțe minerale utile solide este deosebit de necesar și important să se țină seamă de gradul de variabilitate a caracteristicilor principale ale mineralizației care constituie zăcămîntul (grosimea corpurilor de substanță minerală utilă, conținutul în componenți utili, continuitatea mineralizației etc.).

2. Pentru aplicarea unei metodici raționale de explorare este necesar a se stabili în prealabil — chiar aproximativ — grupa în care se încadrează zăcămîntul respectiv, după factorii naturali, pe baza lucrărilor de prospecțiune și explorare preliminară și prin analogie cu zăcăminte explorate detaliat sau în exploatare.

3. Este necesară respectarea strictă a etapelor de cercetare geologică (prospecțiune, explorare preliminară, explorare de detaliu), deoarece prelucrarea și interpretarea datelor obținute într-o etapă duce la raționalizarea etapei următoare.

4. În problemele de explorare, informările (analizele, măsurătorile, determinările) obținute în diferite puncte (probe, lucrări) din zăcămînt formează distribuții statistice, care prelucrate prin metodele statisticii matematice ne ajută la o cunoaștere mai apropiată de realitate a distribuției adevărate a mărimilor respective în zăcămînt.

5. În etapa de explorare preliminară, lucrările executate — deși relativ rare — necesită o documentare riguroasă și puncte numeroase de probare a conținuturilor și de măsurare a grosimilor, pentru ca prelucrarea acestor date să poată duce la stabilirea distanței optime între punctele de informare (probe, lucrări) din etapa de explorare de detaliu.

6. Pentru rezolvarea a numeroase și importante probleme de cercetare geologică și minieră este deosebit de utilă cunoașterea teoriei erorilor calculului probabilităților și a statisticii matematice.

7. În cazul zăcămintelor în exploatare se impune compararea rezervelor calculate anterior cu cele extrase, din această comparare trăgîndu-se concluzii cu privire la explorarea zăcămîntului în extindere.

8. Rezultate mai bune se obțin combinînd mai multe metode de determinare a distanței optime dintre lucrări.

9. La determinarea desimii lucrărilor de explorare trebuie să se aibă în vedere două considerente :

— pe de o parte, să nu se irosească fonduri cu executarea unui volum prea mare de lucrări geologice, ştiind că de la un moment dat cheltuielile suplimentare aduc precizări fără importanţă practică la rezervele calculate ;

— pe de altă parte, trebuie să se execute un volum suficient de lucrări, pentru a se evita proiectarea şi executarea unor lucrări de investiţii de mare amploare, fără cunoaşterea temeinică a bazei de materii prime.

10. Indiferent de metodele aplicate, totdeauna trebuie să se ţină seamă de condiţiile geologice concrete ale zăcămîntului.

Bibliografie

[1] Kreiter, Z. I. *Poiski i razvedka mestorojdenii poleznih iskopaemih.* Gosgheoltehizdat, Moskva, 1961.

[2] Onicescu, O. şi Mihoc, Gh. *Lecţii de statistică matematică.* Editura tehnică, Bucureşti, 1958.

[3] Plăcinţeanu, I. I. *Teoria erorilor de măsurare şi metoda celor mai mici patrate.* Editura tehnică, Bucureşti, 1957.

[4] Rîjov, P. A. *Gheometriia nedr.* Ugletehizdat, Moskva-Leningrad, 1952.

[5] Smirnov, V. I., Prokofiev, A. P., Vorzunov, V. M. ş.a. *Podscet zapasov mestorojdenii poleznih iskopaemih.* Gosgheoltehizdat, Moskva, 1960.

[6] Smirnov, V. I. *Gheologhiceskie osnovî poiskov i razvedok rudnih mestorojdenii.* Izd-vo Moskovskovo Universiteta, Moskva, 1957.

[7] Murgu, M., Socolescu, M., Marinescu, C., Bădulescu, I. şi Vierescu, V. *Calculul rezervelor de substanţe minerale utile solide.* Editura tehnică, Bucureşti, 1962.

[8] Gurău, A. şi Sielecki, B. *Despre zăcăminte şi rezerve de substanţe minerale utile.* În : Revista Natura nr. 5, 1962.

[9] Uşakov, I. N. *Geometria minieră* (traducere din limba rusă), Editura tehnică, Bucureşti, 1954.

[10] Worthing, A. G. şi Geffener, J. *Prelucrarea datelor experimentale* (traducere din limba engleză). Editura tehnică, Bucureşti, 1959.

Conturarea zăcămintelor metalifere *

Ing. **N. Mihailovici**

Zăcămintele, ca obiecte ale geologiei economice, nu pot fi definite numai pe baza caracteristicilor geologice ci, în primul rînd prin intermediul unei serii de condiţii tehnico-economice, care trebuie să reflecte, în general, posibilităţile tehnice de extracţie a substanţei minerale utile şi aspectele economice ale operaţiilor de exploatare şi prelucrare. Sensul activităţii de valorificare a zăcămintelor de substanţe minerale utile trebuie să fie determinat de principiul fundamental de exploatare raţională, conform căruia zăcămintele trebuie exploatate cît mai complet, cu cît mai puţine pierderi de elemente utile, în funcţie de nivelul posibilităţilor tehnice, şi de necesităţile economiei naţionale.

Din cele de mai sus rezultă importanţa şi necesitatea stabilirii unor condiţii tehnico-economice, care să fie exprimate sub formă de valori limită ale parametrilor geometrici şi de calitate ai zăcămintelor. Aceste condiţii, definesc zăcămintele şi rezervele lor de bilanţ şi afară de bilanţ de aşa manieră, încît prin exploatarea raţională în timp să se obţină rezultatele economice scontate. În lipsa acestor condiţii, conturarea zăcămintelor nu se poate face.

Limitînd consideraţiile numai la zăcăminte metalifere, se subliniază că există deosebiri foarte mari între tipurile de zăcăminte ale diferitelor minereuri Este evident că cele mai favorabile condiţii pentru o exploatare raţional-economică le oferă, de exemplu, tipurile de zăcăminte sedimentogene ale minereurilor feroase, datorită extinderii lor, grosimilor mari şi relativ uniforme, conţinuturilor ridicate, precum şi unei repartiţii relativ constante a metalului în zăcămînt. În opoziţie cu acestea se situează zăcămintele mici, cu morfologie complicată, cu grosimi mici şi variabile, conţinuturi reduse, cu limite difuze, cu mineralizaţie complexă, şi o distribuţie foarte neuniformă a conţinuturilor în metal.

Dealtfel, tocmai pe aceste observaţii fundamentale se bazează clasificarea zăcămintelor şi rezervelor de substanţe minerale utile, precum şi metodica lucrărilor de explorare, aşa cum sînt prezentate, de exemplu, în lucrările lui V. I. Smirnov [1].

* Se supune discuţiei.

De aceea, cu excepția acelor zăcăminte care au limite nete față de rocile înconjurătoare, grosimi mari și o mineralizație concentrată (bogată), problema conturării zăcămintelor este deosebit de importantă. Prin operația de conturare a corpurilor de minereu se delimitează și se localizează în spațiu rezervele și sorturile industriale de minereu, rezultînd implicit caracteristici geometrice ale zăcămîntului, la care trebuie să fie adaptate metodele de exploatare.

Aspectele geometrice ale problemei conturării corpurilor de minereu sînt tratate amănunțit într-o serie de lucrări, dintre care menționăm în mod special lucrarea lui A. P. Prokofiev [3].

Scopul lucrării de față este de a contribui la lămurirea principalelor condiții de calitate, care constituie elemente de bază pentru definirea și conturarea zăcămintelor, în acord cu datele tehnologice și economice caracteristice unei perioade de timp considerate.

A. Limita de exploatabilitate

Pentru un zăcămînt, în ansamblul său, limita de exploatabilitate este conținutul mediu minim, pentru care exploatarea minereului și extracția metalului sau a metalelor se poate face în mod economic. Aceasta înseamnă că valoarea produselor va acoperi totalul cheltuielilor de investiții și de producție (exceptînd unele cazuri speciale).

Nivelul limitei de exploatabilitate se poate stabili din ansamblul condițiilor naturale tehnice și economice, specifice zăcămîntului respectiv. Această limită este variabilă, iar analiza tehnico-economică poate să fie limitată la sectorul minier, sau să fie extinsă pe ramură (ca să includă și metalurgia); pot fi luați în considerare și alți factori privind nivelul economiei naționale.

În primul rînd, limita de exploatabilitate (c_{me}) depinde de valoarea comercială a minereurilor, concentratelor, sau a metalelor produse. Această valoare se exprimă prin prețuri, care, dacă sînt corect stabilite, trebuie să reflecte în mod sintetic necesitățile și posibilitățile economiei naționale în toată complexitatea lor. Pot exista însă și cazuri excepționale, în care prețurile medii pot fi corectate prin acordarea unor dotații sau prime, pînă la o limită rațională — justificată de necesitățile concrete ale economiei naționale.

În al doilea rînd, limita de exploatabilitate depinde de prețul de cost la care se realizează producția. Este necesar să se sublinieze că la rîndul lui, prețul de cost trebuie să oglindească fidel efortul economic social. În acest sens se recomandă să se raporteze cheltuielile de investiții și de producție la cantitatea rezervelor industriale de minereu și de metal.

Pe lîngă prețul de vînzare și prețul de cost, care exprimă în mod sintetic și complex condițiunile tehnice și economice în care se poate desfășura exploatarea zăcămîntului, nivelul limitei de exploatabilitate mai depinde de indicele global de extracție (η) al metalului din zăcămînt (coeficientul de extracție). El se obține raportînd cantitatea de metal din produsele miniere sau metalurgice, care se valorifică în faza la care se oprește analiza economică, la cantitatea de metal existentă în minereul prelucrat.

Dacă se exprimă conținutul mediu minim în condiții de zăcămînt (geologice) și nu în minereul de alimentare a uzinelor de preparare (industriale), atunci mai trebuie introdus și coeficientul de diluție, determinat astfel încît să țină seamă și de greutățile volumetrice diferite ale minereului și materialului cu care se face diluarea.

Din punct de vedere practic, este util să se calculeze ambele valori ale limitei de exploatabilitate: în condiții industriale (conținut mediu minim în minereul produs de mină, respectiv primit spre prelucrare de instalațiile de preparare) și în condiții geologice (conținut mediu minim exprimat în condiții de zăcămînt). Primul servește drept conținut reper pentru activitatea industrială, al doilea servește pentru conturarea și calculul rezervelor de minereu în condiții de zăcămînt

* * *

Ținînd seamă de cele de mai sus, este posibil să se dea o formulare matematică simplă relației dintre factorii amintiți. Astfel, dacă se notează cu:

C_e — totalul cheltuielilor (concentrare, extracție metalurgică) și investițiilor, lei;

p_v — prețul de vînzare (preț de catalog) sau un preț reper admis al metalului lingou, lei/t;

R_i — totalul rezervelor industriale, tone minereu;

η — randamentul de extracție global al preparării mecanice și al extracției chimico-metalurgice;

c_{me} — conținutul mediu minim (limita de exploatabilitate) al minereului de alimentare (industrial), % metal;

relația dintre aceste mărimi este următoarea:

$$c_{me} \cdot \frac{R_i}{100} \cdot \eta \cdot p_v \geqslant C_e \qquad (1)$$

din care rezultă expresia limitei de exploatabilitate în condiții industriale :

$$c_{me} = \frac{C_e}{R_i} \cdot \frac{100}{\eta p_v}, \%. \quad (2)$$

Pentru a exprima limita de exploatabilitate în condiții de zăcămînt, valoarea lui c_{me} de mai sus, trebuie corectată pentru a ține seamă de diluția minereului prin amestec cu steril d^* și de anumite pierderi de metal p care au loc în procesul de exploatare (în rambleu, la transport etc.) și anume :

$$k = \frac{1 + d}{1 - p}.$$

Controlul coeficientului de corecție k se face prin intermediul raportului dintre cantitatea de metal din minereul extras (livrat de mină către instalația de preparare mecanică) și cantitatea de metal din rezervele geologice, lichidate pentru producerea unei cantități de minereu determinate.

Expresia limitei de exploatabilitate în condiții de zăcămînt devine :

$$c'_{me} = c_{me} \cdot \frac{1 + d}{1 - p} = \frac{100\ C_e}{\eta \cdot p_v R_i} \cdot \frac{1 + d}{1 - p}\ \%. \quad (3)$$

Conținuturile minereurilor se exprimă obișnuit în :

%, metal sau oxid de metal ;
kg, metal sau oxid pe tonă sau m³ de minereu ;
g, metal pe tonă sau m³ de minereu.

De aceea, dacă conținutul se exprimă în *kg* sau *g*, iar prețul metalului este raportat la aceeași unitate de măsură (de exemplu lei/kg metal, sau lei/g metal), relațiile (2) și (3) se simplifică cu 100.

Se observă că în relațiile de mai sus, raportul $C_e : R_i$ este de fapt prețul de cost total (extracția minieră, preparare mecanică și extracție metalurgică), raportat la o tonă de minereu. Acest preț de cost mediu pe zăcămînt, poate fi înlocuit, în anumite cazuri, cu prețul de cost mediu p_c al perioadei pentru care se face analiza limitei de exploatabilitate și a celorlalte condiții industriale, iar relațiile (2) și (3) devin :

$$c_{me} = \frac{p_c}{p_v} \cdot \frac{100}{\eta}, \%. \quad (4)$$

respectiv :

$$c'_{me} = \frac{p_c}{p_v} \cdot \frac{1 + d}{1 - p} \cdot \frac{100}{\eta}, \%. \quad (5)$$

Aceasta este forma obișnuită a relațiilor de bază, pe care o găsim în multe din lucrările care se ocupă de problema limitei de exploatabilitate.

* În cazul cînd diluarea minereului nu se face cu steril, ci cu un minereu sărac, d trebuie recalculat pentru ca relațiile (3) și (5) să fie valabile.

În legătură cu aplicațiile acestei relații, este încă de observat că η depinde și el de conținut, ceea ce implică cunoașterea acestei funcții. Ea se poate obține din încercări tehnologice, sub forma unei curbe a variației extracției de metal în funcție de conținutul minereului prelucrat. De aceea, valoarea lui c_{me} se calculează practic, prin aproximații succesive.

2. Problema stabilirii limitei de exploatabilitate poate fi rezolvată și pe altă cale, aceea a variantelor. În 1961 a apărut o lucrare deosebit de valoroasă în acest domeniu, publicată de V. V. Pomerențev [10], care tratează, în detaliu, problema evaluării zăcămintelor, pe baza calculării unui număr de variante de conținuturi medii.

Calculele variantelor permit să se traseze curbele de variație a valorilor parametrilor principali : producție de metal, preț de cost, beneficiu etc. în funcție de conținutul mediu al rezervelor exploatate.

Criteriul de alegere a limitei de exploatabilitate, (denumită de V. V. Pomerențev conținut mediu limită) îl constitue realizarea unei acumulări (beneficiu) limită, dinainte fixat.

Pentru a rezolva problema, V. V. Pomerențev însumează valorile curbei producției anuale de metal și ale curbei beneficiului anual ca în figura 1.

Acest procedeu duce la o curbă rezultantă, cu maximul situat în intervalul dintre maximele curbelor de bază. De observat însă că prin însumarea a două mărimi de natură diferită și reprezentate la scări diferite, intervalul optim al limitei de exploatabilitate nu se determină în mod univoc. Astfel, prin recalcularea beneficiului în metal sau invers, și reprezentarea la aceeași scară înainte de însumare, se obține o diferență de ordinul a 15 — 20 % față de abscisa maximului rezultant din figura 1 [10]. În principiu însă metoda este în totul corectă și, spre deosebire de calculele directe arătate la punctul 1, ea este aplicabilă la zăcămintele noi, cînd problemele trebuie examinate în ansamblu, luîndu-se în considerare atît rezerve cît și durata de exploatare variabile.

B. Conținutul limită

Limita de exploatabilitate este un conținut mediu minim care poate servi drept criteriu principal, necesar însă insuficient, pentru definirea unui zăcămînt. Ținînd seamă de neuniformitatea distribuției conținuturilor de metale în zăcămînt, în mod special la zăcămintele de metale neferoase, nobile,

rare şi disperse, precum şi de faptul că zăcămintele diseminate, cu limite difuze nu pot fi conturate decît pe bază de analize chimice, apare necesitatea stabilirii unui conţinut minim

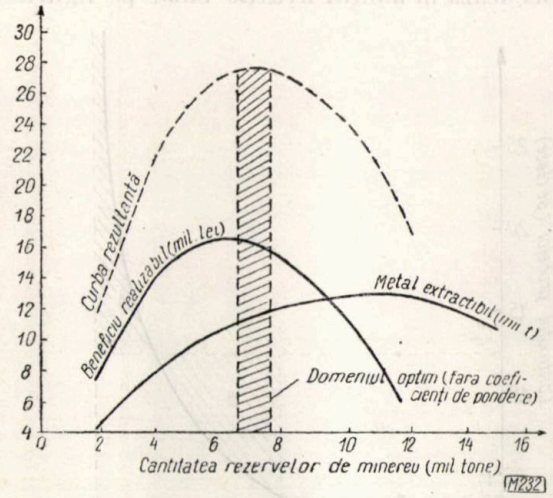


Fig. 1. Determinarea intervalului optim al exploatării rezervelor unui zăcămînt (după V. V. Pomeranţev).

(limită), pe baza căruia să se poată contura efectiv corpurile de minereu. Acest conţinut limită constituie criteriul de conturare a rezervelor de bilanţ.

În acest sens, conţinutul limită c_l se defineşte ca un conţinut minim pe conturul rezervelor, astfel ales încît în interiorul conturului să avem întotdeauna un conţinut mediu (c'_m) mai mare, sau cel puţin egal cu limita de exploatabilitate:

$$c'_m \geqslant c'_{me} \qquad (6)$$

În condiţiile tehnice şi economice date, rezervele de minereu care nu îndeplinesc condiţia (6) şi care se găsesc practic în afara conturului trasat pe baza conţinutului limită c_l, constituie rezerve în afară de bilanţ. Acestea ar putea deveni exploatabile în viitor prin îmbunătăţirea tehnicii şi tehnologiei exploatării şi extracţiei sau prin modificarea unor condiţii economice.

Separarea unor rezerve în afară de bilanţ pune problema stabilirii prealabile a unui nou conţinut limită, inferior, pe baza căruia să se poată defini ce se înţelege prin steril.

Considerăm că rocile mineralizate slab, trebuie separate ca „steril", dacă prin aplicarea procedeelor industriale de concentrare, prelucrarea lor nu conduce la extragerea unei cantităţi de metal, oricît de redusă ar fi ea. Propunem să se adopte termenul de „conţinut limită al sterilului" c_{ls} pentru acest conţinut. În alte lucrări anterioare s-a folosit — în acelaşi sens — termenul de „conţinut inferior al rezervelor în afară de bilanţ".

În cele ce urmează se va analiza problema acestor conţinuturi limită în detaliu. Trebuie să subliniem de la început însă, că valoarea lor se va exprima totdeauna în condiţii de zăcămînt, adică în condiţiile în care se pune efectiv problema utilizării lor.

1. *Determinarea conţinutului limită în metale*

Determinarea conţinutului limită poate fi realizată pe mai multe căi, ţinînd seama de situaţia concretă a fiecărui zăcămînt studiat.

a. În primul rînd metoda cea mai riguroasă se bazează pe faptul că distribuţia unui metal în zăcămînt oricît ar fi de neuniformă, nu este întîmplătoare şi că există o lege de distribuţie. Analiza teoretică a acestei probleme a format obiectul a numeroase lucrări, [4] [7].

În acest sens, considerăm că între conţinutul limită şi conţinutul mediu al rezervelor din interiorul conturului, există o legătură internă, datorită existenţei unor legi de distribuţie obiective.

Pentru zăcămintele cercetate sistematic şi suficient de amănunţit, studiul distribuţiei conţinuturilor şi rezervelor permite obţinerea unei reprezentări grafice a relaţiei dintre conţinuturi şi rezerve. Astfel, pentru un zăcămînt cuprifer s-a obţinut diagrama redată în figura 2.

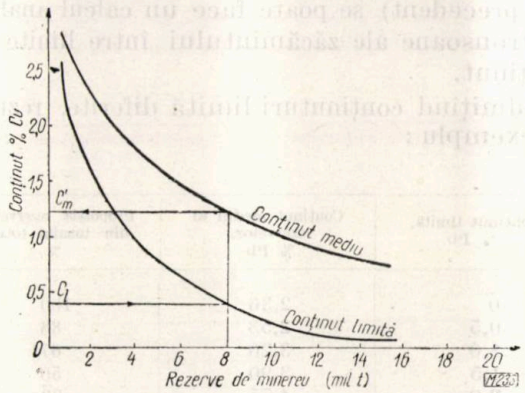


Fig. 2. Corelaţia dintre conţinutul limită, conţinutul mediu şi cantitatea rezervelor.

Conţinutul limită se citeşte direct pe diagramă în dreptul conţinutului mediu minim (al limitei de exploatabilitate), sau al oricărui alt conţinut mediu pe zăcămînt, ales pe baza unor eventuale condiţii suplimentare (beneficiu determinat, dotaţie bugetară limitată etc.). La baza diagramei stă o analiză statistică a distribuţiei rezervelor de minereu şi metal pe clase de conţinuturi. Prin urmare, acest procedeu implică existenţa unor date sistematice şi numeroase asupra zăcămîntului. Rezultatele acestor calcule,* din care se pot extrage aceleaşi date privind conţinutul limită, sînt redate în tabela 1.

* Calculele au fost efectuate de dr. economist R. Pascal

Tabela 1

Conținut limită, % Cu	Conținut mediu, % Cu	Rezerve geologice, mii t
0,1	0,87	12 600
0,2	1,00	9 600
0,3	1,11	9 200
0,4	1,23	8 000
0,5	1,32	7 150
0,6	1,42	6 330
0,7	1,52	5 650
0,8	1,62	4 970
0,9	1,71	4 430
1,0	1,81	3 960

Pornind de la asemenea considerații statistice asupra distribuției teoretice a metalului într-un zăcămînt, este posibil deci să se facă o legătură corectă, suficient de exactă, între un zăcămînt cu limite difuze spațial care se pierd treptat în fondul geochimic natural al litosferei și un zăcămînt real.

b. Admițînd o distribuție tip Gauss Laplace, după propunerea lui G. Matheron [4], care descrie cu suficientă exactitate distribuția metalului în zăcămînt (în cazul cînd nu dispunem de date suficient de numeroase pentru a proceda așa cum s-a arătat la punctul precedent) se poate face un calcul analitic pe tronsoane ale zăcămîntului între limite de conținut.

Admițînd conținuturi limită diferite, rezultă de exemplu :

Conținut limită, % Pb	Conținut mediu al rezervelor, % Pb	Proporția rezervelor din tonajul total, %
0	2,36	100
0,5	2,53	88
1,0	3,20	67
1,5	3,90	50
2,0	4,75	39
3,0	5,90	23,7
4,0	7,15	15,3
5,0	8,50	10,4

Se poate astfel determina, ca și în cazul analizat la punctul precedent *a*, conținutul limită care corespunde unui conținut mediu pe zăcămînt egal cu limita de exploatabilitate. De exemplu, pentru a exploata acest zăcămînt la un conținut mediu (în zăcămînt) de 3,9% Pb, conturarea corpurilor de minereu trebuie făcută cu un conținut limită de 1,5% Pb.

c. Pentru rezolvarea aceleași probleme, A. P. Prokofiev [3] a propus o metodă grafică. Ea constă în trasarea unei curbe cumulative a frecvenței probelor repartizate pe clase de conținut, așa cum se arată în diagrama din figura 3.

După calcularea limitei de exploatabilitate c_{me} pentru determinarea conținutului limită se procedează în modul arătat chiar pe figura 3.

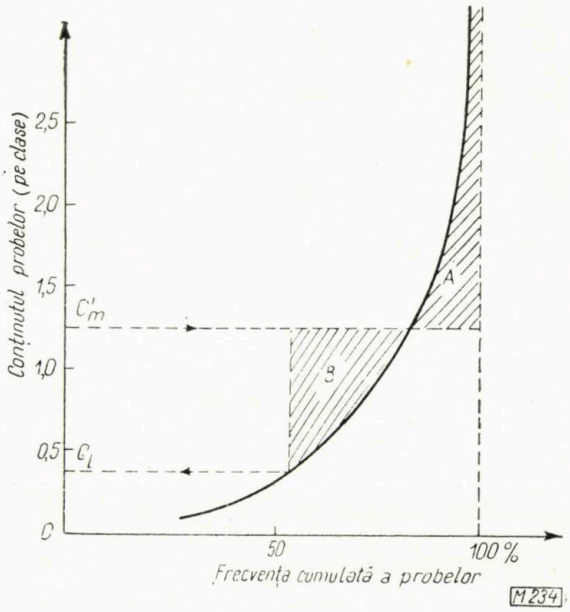


Fig. 3. Determinarea grafică a conținutului limită (după A. P. Prokofiev).

Această metodă constă în compensarea suprafețelor *A* și *B*, proporționale cu produsul dintre frecvențe și conținuturi. Această metodă implică deci o ipoteză de bază : proporționalitatea dintre produsul menționat și rezervele de metal, ceea ce, pentru scopuri practice, se poate accepta în foarte multe cazuri.

Dacă repartiția probelor de zăcămînt nu este regulată atunci aplicarea acestei metode poate duce la rezultate eronate. De asemenea, neglijarea influenței extracțiilor de metal diferite pentru minereul din clasele de conținut aferente suprafețelor *A* și *B*, poate să ducă la erori semnficative.

d. În multe cazuri, determinarea conținutului limită după metodele arătate duce la valori scăzute, adică ridică problema atragerii în bilanț a unor cantități importante de minereu al căror aport în metal este din ce în ce mai redus. Calculele economice arată în mod concret de la caz la caz, pînă la ce nivel se ridică prețul de cost al tonei de metal obținut din rezervele de minereu aferente ultimei clase de conținut.

Acest lucru apare la zăcămintele la care există o diferență pozitivă sensibilă între conținutul mediu și limita de exploatabilitate.

De aceea apare necesitatea de a pune condiții economice suplimentare pentru rezervele cu conținuturi scăzute, care rezultă dintr-o analiză prin diferențe, denumită și „marginală". Se știe că prin mărirea cantității rezervelor se măresc capacitățile de extracție sau crește

durata de asigurare cu rezerve, ceea ce duce la o reducere a cheltuielilor pe tona de minereu. De asemenea se obține și o cantitate suplimentară de metal.

Curbele creșterii cheltuielilor marginale (determinate de surplusul de rezerve luat în considerare) și a cheltuielilor medii (în funcție de conținut) au aluri diferite, în sensul că ultima crește mai încet. De aceea, conținutul limită va corespunde condițiilor din zona conținuturilor medii situate sub conținutul mediu (abscisa) din dreptul punctului de intersecție a celor două curbe.

O astfel de analiză este propusă de E. L. Vickers [11] însă criteriul beneficiului maxim, propus tot de el, nu corespunde principial condițiilor economiei socialiste.

De aceea, considerăm rațional să se pornească în aceste cazuri de la conținutul limită al sterilului c_{ls}, determinat așa cum se arată la punctul *B*. 2 al acestei lucrări, impunînd o condiție economică suplimentară, în sensul că valoarea tonei marginale de metal să acopere o anumită parte din prețul de cost al producerii ei (de exemplu numai cheltuielile directe, fără amortismente și cheltuielile generale).

Notînd cu c_d valoarea cheltuielilor directe (lei/t), cu η_p randamentul la prepararea minereului și cu c_s conținutul sterilului evacuat, relația de calcul a conținutului limită este :

$$c_l = \left(c_s + \frac{100 \cdot c_d}{p_v} \right) \frac{1+d}{1-p} \cdot \frac{1}{\eta_p} \%. \qquad (7)$$

Forma acestei relații este principial similară cu aceea dată relației (5). Valoarea lui c_d poate să fie orice altă valoare acceptată justificat drept condiție suplimentară, folosind un alt criteriu decît acela al cheltuielilor directe.

În concluzie, determinarea conținutului limită al rezervelor de bilanț nu trebuie făcută în mod unilateral, ci trebuie examinate atît aspectele marginale cît și cele generale (medii) ale variațiilor acestei mărimi. În esență, valoarea conținuturilor limită se deduce din considerații economice.

2. *Conținutul limită al sterilului*

Conținutul limită al sterilului c_{ls} este conținutul începînd de la care prelucrarea unor cantități de rocă mineralizată nu numai că nu adaugă nimic la cantitatea de metal produsă, dar duce la pierderi suplimentare de metal.

Din punct de vedere tehnic, ultimul criteriu limitativ în ceea ce privește exploatarea unui zăcămînt este cantitatea maximă de metal care se poate obține, abstracție făcînd de costuri.

Curba variației metalului extractibil, în funcție de conținut este redată principial în figura 4. Extinderea considerațiilor noastre dincolo de punctul *M* este lipsită de sens, deoarece cantitatea totală de metal ce s-ar obține în cazul unui conținut c_2 este aceeași cu aceea corespunzătoare conținutului c_1, cînd s-ar extrage și s-ar prelucra o cantitate mult mai mică de minereu. Iată pentru ce determinarea

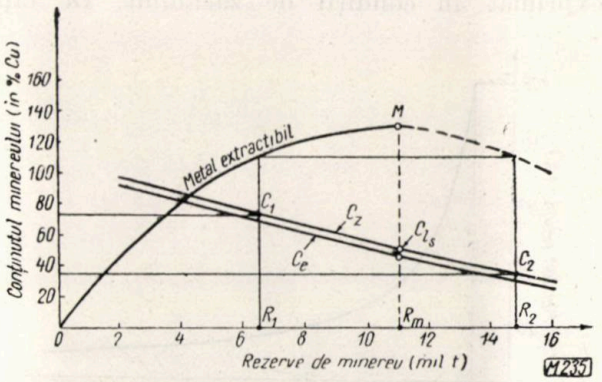


Fig. 4. Corelația dintre cantitatea extractibilă de metal și cantitatea rezervelor.

conținutului limită al sterilului este deosebit de importantă.

Ca și în cazul celorlalte condiții industriale subliniem că și aceasta din urmă este variabilă în funcție de caracteristicile minereului și de posibilitățile metodelor tehnologice de concentrare utilizate. De aceea, este de imaginat că ceea ce se consideră astăzi steril, poate deveni mîine minereu sărac, iar mai tîrziu minereu exploatabil.

Față de cele arătate mai sus, se poate deci propune ca pentru stabilirea conținutului limită al sterilului (conținutul inferior al rezervelor din afara bilanțului) să se aplice criteriul strict tehnic al imposibilității de a se mai recupera o cantitate de metal, oricît de redusă. Acest conținut poate fi comparat cu pierderile de metal din sterilul care se evacuează din instalațiile de preparare mecanică c_s.

Conținutul în metal din sterilul de la prepreparare c_s, poate fi cunoscut din datele încercărilor de preparare, din statisticile funcționării instalațiilor de preparare, sau se apreciază prin analogie (pentru calcule preliminare).

Pierderile de metal sînt diferite pentru diferite tipuri de minereuri, extrase și prelucrate în condiții și după tehnologii diferite. Evident că interesează în primul rînd pierderile absolute. Dacă ne referim la pierderile relative, acestea depind de conținutul minereului prelucrat; curba lor de variație este redată în figura 5. Se observă că valoarea c_{l_s} corespunde pierderii relative de 100%.

Asemenea date se pot utiliza orientativ pe parcursul lucrărilor de explorare, la determinarea limitelor rezervelor în afară de bilanț

Cu notațiile arătate în text, relația de calcul este :

$$c_{ls} = c_s \cdot \frac{1+d}{1-p} \cdot \frac{1}{\eta_p} \qquad (8)$$

Acesta este conținutul limită al sterilului, exprimat în condiții de zăcămînt. De fapt

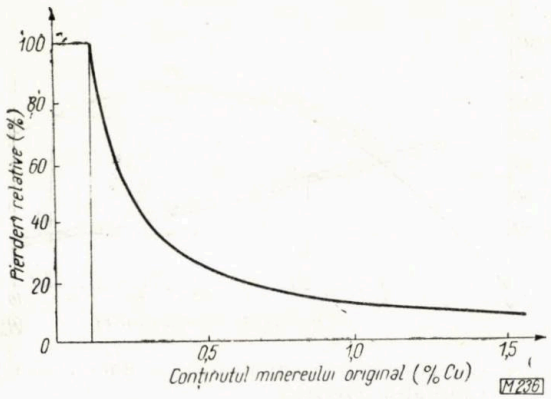


Fig. 5. Curba variației pierderilor relative de metal.

relația (8) reprezintă și ea un bilanț între cantitatea minimă de metal în minereu și pierderea de metal în sterilul evacuat, ambele raportate la o tonă de minereu extras și prelucrat.

Exemplu de calcul. Se exploatează un zăcămînt de aur pentru care :

$c_s = 1{,}0$ g/t ;

$\eta_p = 0{,}90$ (extracția 90 %) ;

$d = 0{,}25$ (minereul se diluează la exploatare cu 25 % steril) ;

$p = 0{,}05$ (pierderi de metal la exploatare 5 %)

Rezultă :

$$c_{l_3} = 1{,}0 \cdot \frac{1+0{,}25}{1-0{,}05} \cdot \frac{1}{0{,}90} = 1{,}46 \sim 1{,}5 \quad \text{g/t (în zăcămînt).}$$

Practic în acest caz, minereul cu mai puțin de 1,5 g/t aur trebuie considerat steril.

C. Densitatea de mineralizare

Există numeroase tipuri de zăcăminte, majoritatea de formă tabulară, ale căror grosimi sînt foarte mici sau foarte variabile, la care apar frecvent zone a căror grosime este inferioară grosimii minime de exploatare. Este evident că exploatarea nu se poate face decît cu diluții foarte mari, ceea ce înseamnă că între conținutul sterilelor de la preparare și conținutul limită în zăcămînt apare o diferență esențială, trebuind să fie lăsate în afara conturului, zone cu minereu bogat.

În asemenea situații pot fi deosebite două cazuri distincte :

a) Dacă minereul poate fi exploatat selectiv, pentru a se obține o diluție cît mai redusă, iar grosimea minimă de exploatare se realizează prin împușcarea ulterioară a pereților, atunci considerațiile de la punctele *A* și *B* rămîn valabile. Bineînțeles că, în acest caz, costurile de exploatare vor fi sensibil mai mari și, în conformitate cu relațiile (4) și (5), limita de exploatabilitate trebuie să fie mai ridicată. Exploatarea selectivă este deci aplicabilă numai la zăcămintele subțiri care sînt bogate.

b) Dacă minereurile nu sînt suficient de bogate, vom avea : $c_m < c_{me}$. Pentru a respecta condiția de bază (6), este deci necesar să se excludă anumite zone ale zăcămîntului și prin urmare să se găsească posibilitatea conturării lor.

În asemenea împrejurări se utilizează produsul :

$$\text{grosime} \times \text{conținut} = h \cdot c \qquad (9)$$

Ca semnificație fizică, acest produs înseamnă de fapt, o cantitate de metal aflată pe unitatea de suprafață a zăcămîntului. Cu alte cuvinte, el exprimă o densitate de mineralizare. Produsul $h.c$ a fost denumit și „puterea zăcămîntului" sau „mineralizarea liniară".

Fixarea unei limite anumite a produsului $h.c$ este echivalentă deci cu fixarea unei cantități minime de metal pe care trebuie să o conțină zăcămîntul respectiv pe unitatea de suprafață, sau, mai simplu, cu fixarea unei densități minime de mineralizare. Limitele zăcămîntului sînt determinate de această valoare limită.

Analizînd densitatea de mineralizare pentru un zăcămînt de cupru, se poate vedea de exemplu :

Conținut (c) în metal, (%)	Grosimea (h) a zăcămîntului, m	Densitatea de mineralizare (h. c) m, %	Tonaj de minereu, t/m²
0,6	0,1	0,06	0,27
0,06	1,0	0,06	2,70
0,2	0,3	0,06	0,81
0,02	3,0	0,06	8,10
0,002	30,0	0,06	81,00

Din cifrele de mai sus se desprinde concluzia că un calcul al densității de mineralizare nu are sens pentru conținuturi mai mici decît c_s (pierderea în sterilele de la preparare) iar noțiunea de conținut limită își păstrează importanța definită la punctul *B*, deoarece grosimea trebuie să crească. În ceea ce privește grosimea minimă de exploatare pentru zăcămintele cu înclinare mare (filoane), ea este de ordinul a 0,7—1,0 m ; pentru zăcămintele cu înclinare mică, 1,2—1,5 m, în funcție de metoda de exploatare ce se aplică.

Determinarea rațională a densității de mineralizare limită (δ_1) se poate face pe baza

conținutului limită și a grosimii minime de exploatare, astfel :

$$\delta_1 = c_l . h_{min} \qquad (10)$$

Conturul corpurilor de minereu va fi dat de izoliniile δ_1.

c) Un caz intermediar ar fi acela al unor minereuri susceptibile să fie ușor preconcentrate, radiometric sau gravimetric. Evident că exploatarea lor poate fi concepută neselectiv și cu diluție mare, dacă preconcentrarea este o operație relativ puțin costisitoare.

Și în acest caz se aplică toate considerațiile din această lucrare, cu corectivul că atît costurile C_e cît și extracția η trebuie modificate corespunzător.

Concluzii

În lucrare s-au analizat cîteva dintre condițiile tehnico-economice principale, care determină în cea mai mare măsură posibilitățile de definire și conturare a zăcămintelor de minereuri.

Formulele analitice prezentate permit calculul direct al valorilor acestor condiții. Se menționează și alte metode utilizabile pentru stabilirea condițiilor tehnico-economice, necesare operației de conturare a zăcămintelor.

Bibliografie

[1] Smirnov, V. I. *Podsciot zapasov mineralnoio strga.* Moskva, 1950.

[2] Carlisle, D. *Economic aspects of the definition of ore* Bul. Inst. Min. and Met. nr. 577, 1954.

[3] Prokofiev, A. P. *Okonturivanie rudnih tel pri podsciote zapasov,* Moskva, 1955.

[4] Matheron, G. *Applications des méthodes statistiques a l'evaluation des gisements.* Annales des Mines, dec. 1955.

[5] Pojariţki, V. K. *Osnovi oţenki mestorojdenii poleznih iskopaemih i rudnikov.* Gornîi jurnal, nr. 9, 1957.

[6] Stammberger, F. *Zum Problem der Bauwürdigkeit. Zeitschrift* für Angew. Geol. nr. 3, 1957.

[7] Lari, I. și Mihailovici, N. *Sur l'emploi d'une theorie algebrique pour la fondamentation de la méthode generale d'execution des travaux de prospection et d'exploration des gisements de metaux rares.* Geneva 1958, ONU, A II-a Conferință internațională pentru utilizarea energiei atomice în scopuri pașnice.

[8] Zdorov, V. M. *Problema stabilirii conținutului minim exploatabil al unui zăcămînt.* TNIGRI, Moscova, 1959.

[9] Racikovski, C. I. *Osnovi ekonomiceskoi oţenki mestorojdenii poleznih iskopaemih v usloviah soţialisticeskovo hoziaistva.* Ţvetnaia Metallurghiia, nr. 6, 1959.

[10] Pomeranţev, V. V. *Oţenka rudnih mestorojdenii ţvetnih i ciornih metallov.* Moskva, 1961.

[11] Vickers, E. L. *O aplicație a analizei marginale la determinarea conținutului mediu.* Mining Engineering, iunie, 1961.

[12] Nitu, Gh., Silaș, I. ș.a. *Criterii de stabilire a conținutului mediu minim și a conținutului limită la zăcămintele de minereuri.* Comunicare în cadrul Secției Mine ASIT București, 1961.

Cercetări de valorificare a minereului de carbonaţi de plumb-cupru-zinc din zăcămîntul Somova — Cîşla

Ing. P. Rosinger, ing. S. Dima şi ing. Lucia Iliescu

Creşterea însemnată a producţiei de metale neferoase, prevăzută în Directivele Congresului al III-lea al P.M.R., ridică problema valorificării cît mai complete a resurselor de substanţe minerale neferoase de care dispune ţara noastră.

O categorie de minereuri, a căror valorificare a pus probleme dificile cercetărilor de preparare, sînt minereurile oxidate de metale grele. Un astfel de minereu oxidat este şi minereul complex de carbonaţi de Pb, Cu şi Zn de la Somova.

Minereurile oxidate de metale grele se întîlnesc, de obicei, în orizonturile superioare ale zăcămintelor metalifere.

Ceea ce caracterizează aceste minereuri, este complexitatea şi diversitatea mare a condiţiilor fizico-chimice în diversele puncte ale zonei de oxidare, o varietate extrem de mare a texturilor şi structurilor minereurilor oxidate. Mineralele oxidate sînt mult mai multe decît cele sulfuroase; de pildă pentru Pb şi Zn sînt cunoscute peste 100 minerale oxidate distincte. Amestecul acestor minerale adeseori este însoţit de formarea diverşilor anioni şi cationi, adsorbiţi de gel din soluţii coloidale, astfel că mineralele componente nu pot fi separate prin metodele preparării mecanice.

Principalele minerale oxidate de metale grele sînt:

- plumb: ceruzitul, $PbCO_3$ — 77,6% Pb;
  anglezitul, $PbSO_4$ — 68,2% Pb;
- cupru: malahitul, $CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$ — 57,4% Cu;
  azuritul, $2\ CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$ — 55,2% Cu;
  crisocolul, $Cu\ SiO_3 \cdot H_2O$ — 36% Cu;
  cupritul, Cu_2O — 88,8% Cu.
- zinc: smithsonitul, $ZnCO_3$ — 52% Zn;
  calamina, $Zn_4(Si_2O_7)\ (OH)_2 \cdot H_2O$ — 54% Zn.

Din documentaţia de specialitate reiese că pe plan mondial tratarea minereurilor oxidate prezintă încă numeroase dificultăţi şi problema valorificării lor nu se poate considera rezolvată complet pe plan teoretic, iar aplicarea industrială, fiind condiţionată de o serie de factori tehnici şi economici, este foarte puţin generalizată, în lume existînd doar cîteva instalaţii industriale de preparare în care se prelucrează minereuri de acest fel.

Pentru flotaţia minereurilor oxidate se pot folosi următoarele metode:

1. Metoda sulfurării, folosind sulfura de sodiu (Na_2S) pentru sulfurarea superficială a minereului oxidic, urmată de flotarea sulfurilor cu colectori uzuali. Această metodă este utilă în tratarea mineralelor de carbonaţi de plumb, dar este numai parţial eficace la flotaţia minereurilor oxidate de Cu şi Zn.

2. Flotaţia directă cu colectori carboxilici (acizii graşi alifatici), care asigură o recuperare superioară a mineralelor utile. Din cauza selectivităţii reduse a colectorilor carboxilici faţă de mineralele de gangă carbonatoase, această metodă are aplicabilitate numai dacă ganga este silicioasă.

3. Metoda combinată, folosită la minereurile oxidate şi mixte de cupru, constă în tratarea minereului măcinat cu soluţie de acid sulfuric, pentru dizolvarea cuprului sub formă de sulfat de cupru şi apoi precipitarea Cu^{++}, cu fier şi flotarea cuprului cementat împreună cu sulfurile de cupru nedizolvate prezente în minereu. Această combinare a hidrometalurgiei cu flotaţia asigură o recuperare superioară a cuprului din minereurile oxidate greu preparabile pe cale mecanică. Ea a fost experimentată cu succes în cadrul ICEMIN în 1961 pentru valorificarea minereului de carbonaţi de cupru de la Rănuşa-Zimbru cu gangă net silicioasă.

4. Flotarea cu colectori cationici, de tipul aminelor alifatice primare cu lanţ lung C_{12}—C_{20}, este eficace în cazul minereurilor oxidate, în special de Zn, cu condiţia sulfurării superficiale prealabile a mineralelor cu sulfură alcalină (Na_2S).

Cercetări de preparare a minereului de carbonaţi de Pb-Cu-Zn de la Somova-Cîşla în fază de laborator.

În cadrul ICEMIN colectivul ing. Rodica Popovici şi ing. S. Lazăr a efectuat în anii 1960—1961 lucrări sistematice în fază de laborator privind prepararea minereului de carbonaţi de Pb-Cu-Zn de la Somova-Cîşla.

Aceste încercări de laborator au indicat:

1. Posibilitatea obţinerii unui concentrat de Pb valorificabil prin metoda sulfurării cu Na_2S

şi flotarea cu xantat amilic, cu recuperare de 72% Pb şi 19% Cu.

2. Posibilitatea flotării colective a carbonaţilor de Pb-Cu-Zn, folosind colectori carboxilici, cu obţinerea unui concentrat colectiv care reprezintă circa 60% din greutate, cu recuperări de peste 80% Pb, de 80% Zn şi de 70% Cu şi conţinînd mari cantităţi de carbonaţi din gangă.

Produsul obţinut poate fi considerat ca un produs de preconcentrare şi nu ca un concentrat final.

3. Posibilitatea separării în lichide dense a minereului brut prin eliminarea de 30% steril, cu pierderi metalice de 5—7% pentru fiecare metal în parte.

Deoarece rezultatele obţinute în anii 1960—1961 nu au permis trecerea la valorificarea zăcămîntului de minereuri complexe de la Somova în condiţii tehnico-economice acceptabile, încercările în cadrul ICEMIN au fost reluate în 1962 pe un plan tematic de cercetări mult mai complexe de către colectivul ing. P. Rosinger, ing. S. Dima şi ing. L. Iliescu în fază laborator şi apoi în fază pilot.

Schemele de flux tehnologic care au stat la baza cercetărilor de laborator în 1962 şi în continuare în 1963 au fost următoarele:

a) Flotarea mineralelor de plumb (parţial şi de cupru), după sulfurarea superficială cu sulfură de sodiu urmată de flotarea mineralelor de zinc din sterilul flotării plumbosului cu colectori cationici de tipul aminelor primare C_{12}—C_{14} cu sulfurare superficială cu Na_2S.

b) Flotarea mineralelor de plumb (parţial şi de cupru) după sulfurare, urmată de separarea mineralelor de zinc şi cupru din steril prin dizolvări cu amoniac (cu diverse variante de dizolvare).

c) Dizolvarea zincului şi cuprului cu amoniac urmată de recuperarea mineralelor de plumb din rezidiul insolubil prin flotare cu sulfurare prealabilă cu Na_2S.

d) Volatilizarea Pb şi Zn din minereul brut, captarea lor sub formă de oxizi Wälz şi recuperarea Cu prin flotarea clincherului (în colaborare cu ICECHIM).

e) Prăjire sulfurantă a minereului brut în amestec cu pirita şi a unor adaosuri de cocs şi NaCl, urmată de flotarea sulfurilor de Pb, Cu, Zn formate (în colaborare cu ICECHIM).

În cursul anului 1962 cercetările au fost axate, în mod deosebit, pe fluxul tehnologic de la punctul a, care a fost încheiat în fază de laborator şi apoi în fază pilot. Într-un stadiu avansat se găsesc cercetările pe linia tehnologică — punctul d şi au fost verificate în linii esenţiale schemele de la punctul b şi punctul c. Asupra ultimelor patru linii tehnologice se va reveni într-un alt articol.

În cele ce urmează vom trece în revistă cercetările efectuate în fază de laborator în 1962 pe linia a a flotaţiei diferenţiale directe pe minereu cu obţinerea unui concentrat plumbos şi a unui concentrat zincos.

Din analiza raţională s-a constatat că în minereul de la Somova metalele se găsesc maximum 7% sub formă de sulfuri restul fiind sub formă de oxizi.

Dintre toate metalele cel mai oxidat este Pb în care 99,8% se găseşte sub formă de carbonaţi şi sulfaţi în sulfuri aflîndu-se doar 0,2%.

Din punct de vedere mineralogic, minereul este constituit, în cea mai mare parte, din calcar dolomitizat parţial în cruste, filonaşe şi impregnaţii de minerale secundare de Pb, Cu, Zn.

Dintre mineralele secundare cel mai frecvent apar smithsonitul ceruzitul, malachitul, limonitul, subordonat azuritul, calamina, crizocolul etc.

Sulfurile primare sînt reprezentate, în cea mai mare parte, prin galenă, blendă, calcopirită şi pirită.

Principalele minerale au următoarele moduri de prezentare:

— smithsonitul reprezintă principalul mineral de Zn al minereului avînd o răspîndire neuniformă.

În general formează acumulări sub formă de cruste, cuiburi, filonaşe sau impregnaţii puternice în masa fragmentelor calcaroase.

Frecvent apare în asociaţie cu limonitul, ceruzitul şi malachitul.

Ceruzitul s-a format pe contul galenei în condiţiile zonei de oxidaţii. Are o răspîndire neomogenă înconjurînd în unele cazuri grăunţii de galenă din care a luat naştere.

Malachitul şi azuritul, rezultate din transformarea calcopiritei, apar obişnuit ca pelicule, eflorescenţe sau impregnaţii.

Calcitul şi dolomitul sînt constituenţi principali ai rocii gazde a mineralizaţiei.

În parte calcitul şi dolomitul au fost substituiţi de minerale de Pb, Cu, Zn cu care apar astfel intim asociate.

Limonitul apare în proporţie de 5—7% din probă, reprezentînd unul dintre principalele minerale secundare formate în contul sulfurilor.

Concrescenţa mineralelor este destul de fină, fiind în general sub 0,25—0,15 mm.

Cercetările au fost conduse pe această probă numai pe linia de flotaţie diferenţală, întrucît lucrările anterioare au arătat că aceasta este singura linie ce ar putea prezenta perspective la valorificarea minereului complex de la Somova. S-a urmărit, pe această linie, să se îmbunătăţească indicii obţinuţi la flotaţia mineralelor de plumb şi cupru precum şi să se adîncească studierea posibilităţilor de obţinere a unui concentrat de carbonat de Zn, lucru care nu reuşise anterior.

În acest scop, pentru flotaţia Pb-Cu s-au experimentat diferite metode de sulfurare şi combinaţii de reactivi, iar pentru flotaţia Zn s-a studiat în amănunţime metoda de flotare cationică, utilizîndu-se diferiţi colectori de acest tip.

Cercetările de laborator au dus la următoarele concluzii :

A *Pentru flotația Pb*

— operația de sulfurare la flotația Pb-Cu este indicat să se execute în 2—3 trepte, fapt care duce, față de sulfurarea într-o singură treaptă, la sporuri însemnate în recuperările de plumb și cupru, precum și la micșorarea consumului de sulfuranți ;

— pentru obținerea unor bune rezultate la flotația mineralelor de Pb este absolut necesar să se utilizeze un consum ridicat de silicat de sodiu, care îmbunătățește, în mod sensibil, recuperările de plumb și cupru ; creșterea recuperărilor la consumuri între 2 500—5 000 g/t s-a constatat că este aproape liniară ; această influență pregnantă, pe care o are silicatul în cazul flotației mineralelor oxidate de plumb, este semnalată și în literatura de specialitate, în care se citează exemple din practică unde sînt necesare consumuri foarte ridicate de silicat pentru a se obține recuperări acceptabile de plumb ;

— este necesar ca operația de condiționare cu sulfurant să se facă în prezența aerului, fapt care influențează atît calitatea concentratelor, cît și recuperările realizate, trebuie însă ca timpul de aerație să nu depășească o anumită limită, astfel, un timp de aerație scurt, de circa 2 minute îmbunătățește în mod sensibil indicii obținuți, față de cazul cînd nu se execută această aerare, la timpuri mai mari (peste 5 minute) indicii încep să scadă treptat datorită oxidării peliculelor superficiale de sulfură de la suprafața carbonaților de plumb și cupru ;

— măcinarea minereului nu este indicat să fie mai scăzută de —0,25 mm, o măcinare mai fină înrăutățind recuperările de plumb și calitatea concentratului. Această situație este în contradicție cu datele prezentate de unii autori, care afirmă că flotația ceruzitei se îmbunătățește cu creșterea fineței de măcinare, pînă la dimensiuni de 5—10μ, grăunții cu dimensiuni peste 100—150μ fiind practic neflotabili ; studiindu-se în amănunt această problemă s-a constatat că, în cazul minereului de la Somova, majoritatea pierderilor de metal (68% din Pb și 74% din Cu) se plasează în clasa sub 60$_\mu$; acest lucru arată că ar fi indicat să se evite o supramăcinare a minereului pentru a micșora pierderea de plumb și cupru din clasele fine ;

— la flotația ceruzitei nu este necesară utilizarea de alcalinizatori, așa cum se folosește obișnuit în astfel de cazuri, acești reactivi avînd în cazul minereului Somova, o influență minimă;

— spălarea minereului măcinat înaintea flotației are o influență deosebită asupra vitezei de flotație mărind-o, fără a îmbunătăți și recuperările de plumb și cupru, astfel, după 2 minute de flotație a mineralelor de plumb, fără spălare, se recuperează circa 37% Pb și 15% Cu în timp ce după o spălare prealabilă recuperările devin 78% Pb și 30%Cu; o influență similară o are intensitatea de agitare a tulburelii, viteza de flotație a plumbului și cuprului crescînd cu mărirea turației rotorului celulei de flotație;

— este bine ca flotația să se execute cu un xantat superior, de preferință xantatul amilic ; se poate folosi și xantatul etilic însă în acest caz recuperările de plumb scad cu circa 5% și cele de cupru cu circa 20% consumul de xantat necesar fiind și el mai ridicat cu circa 20%;

— colectorul cel mai eficace la flotarea smithsonitului din acest minereu este acetatul de alchilamină C_{12}—C_{14}; fracțiunile de amine superioare dau rezultate mai slabe;

— înaintea flotației mineralelor oxidate de Zn este necesar să se execute o sulfurare, cu un consum ridicat de Na_2S (7 500 g/t); la consumuri mai mici de sulfurant, rezultatele se înrăutățesc rapid;

— deșlamarea înaintea flotației mineralelor de zinc, influențează mult rezultatele obținute ; astfel, la consumuri de colectori mai mici, în cazul deșlamării prealabile, se obțin concentrate de calitate similare cu recuperări mult mai mari (73% față de circa 61% din alimentarea flotației) ; dacă se ține însă seamă de pierderile provenite din operația de deșlamare, recuperările scad mult, devenind sensibil mai mici decît în cazul flotării materialului nedeșlamat.

Condițiile optime determinate în laborator pentru flotația diferențială a minereului de la Somova sînt următoarele :

— măcinare : (în moară) — 0,25 mm ;
— silicat de sodiu, 5 000 g/t.

Flotația mineralelor de Pb

Treapta I-a

— ulei de pin, 160 g/t ;
— sulfură de sodiu, 1 500 g/t ;
— xantat amil de K, 375 g/t ;
— timp de condiționare, 4 min ;
— timp de aerare, 2 min ;
— timp de flotație, 5 min.

Treapta a II-a

— ulei de pin, 80 g/t ;
— sulfură de sodiu, 1 000 g/t ;
— xantat amilic de K, 125 g/t ;
— timp de condiționare, 4 min ;
— timp de aerare, 2 min ;
— timp de flotare, 5 min.

Treapta a III-a

— ulei de pin, 80 g/t ;
— sulfură de Na, 1 000 g/t ;
— xantat amil K, 250 g/t ;
— timp de condiționare, 4 min ;
— timp de aerare, 2 min ;
— timp de flotație, 10 min.

Reflotare I — Pb

— fără adaos de reactivi ;
— timp de reflotare, 4 min.

Reflotare II — Pb

— fără adaos de reactivi ;
— timp de reflotare, 3 min.

Flotația mineralelor de Zn

— silicat de sodiu, 500 g/t ;
— hidroxid de sodiu, 1 000 g/t ;
— sulfură de sodiu, 7 500 g/t ;
— acetat de alchilamină, C_{12}–C_{14} — 500 g/t ;
— ulei de pin, 80 g/t ;
— timp de condiționare, 6 min ;
— timp de flotare, 6 min.

Reflotare I — Zn

— hidroxid de sodiu, 250 g/t ;
— sulfură sodiu, 1 000 g/t ;
— acetat amină C_{12}–C_{14}, 250 g/t ;
— ulei pin, 40 g/t ;
— timp condiționare, 6 min ;
— timp flotație, 6 min.

Reflotare II — Zn

— fără reactivi ;
— timp flotație, 15 min.

Reflotare III — Zn

— ulei pin, 40 g/t ;
— timp flotație, 5 min.

Rezultatele obținute în aceste condiții de lucru sînt date în tabela 1.

Fluxul tehnologic optim stabilit în cursul cercetărilor în fază-pilot este indicat în figura 1.

Condițiile optime de lucru au fost următoarele (pe figură se indică locul de adăugare a reactivilor) :

măcinare : 65%—0,075 mm.

Flotația plumbului

— silicat de sodiu, 5 000 g/t ;
— sulfură de sodiu, 3 000 g/t ;
— xantat amil de K, 600 g/t ;
— flotanol, 180 g/t ;
— timp de flotație, 110 min ;
— timp de condiționare, 8–10 min.

Flotația zincului

— silicat de sodiu, 500 g/t ;
— hidrat de sodiu, 500 g/t ;
— sulfură de sodiu, 10 000 g/t ;
— acetat alchil amină C_{12}–C_{14}, 320 g/t ;
— flotanol, 200 g/t ;
— timp de flotație, 55 min.

Rezultatele obținute sînt redate în tabela 2.

Se constată că deși în fază-pilot proba a fost mai săracă decît în laborator, rezultatele sînt identice sau chiar superioare acestora (recuperare de zinc mai ridicată).

Tabela 1

Produse	V,%	Conținuturi, %			Extracție metal, %		
		Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn
Conc. Pb	6,85	44,4	4,24	7,95	77,00	40,0	10,8
Prod. int. II	0,22	13,11	2,40	12,50	0,73	0,72	0,54
Prod. int. I	2,66	5,64	1,40	9,45	3,82	5,11	5,00
Conc. Zn	4,74	1,03	1,04	31,45	1,24	5,80	29,20
Prod. int. III	2,30	1,04	0,75	26,00	0,61	2,37	11,80
Prod. int. II	4,63	1,05	0,80	11,29	1,24	4,10	10,30
Prod. int. I	14,30	0,99	0,39	5,38	3,62	7,80	15,20
Steril	64,30	0,73	0,37	1,35	11,74	32,11	17,16
Alimentare	100,00	3,93	0,73	5,06	100,00	100,00	100,00

Verificarea tehnologiei optime de laborator în fază-pilot

Dat fiind rezultatele promițătoare obținute în laborator la flotația diferențială a minereului de la Somova și necesitatea de a trece de urgență la prelucrarea sa industrială s-a verificat tehnologia optimă de laborator și în flux continuu în fază-pilot.

Proba folosită pentru aceste încercări a fost mult mai săracă în Pb, Cu, Zn decît proba din laborator. Astfel, conținutul de Pb este cu circa 50% mai scăzut, cel de Zn cu 43% mai scăzut și cel de Cu cu 20%.

Cercetările în fază-pilot au fost bazate pe regimul optim stabilit în laborator executîndu-se însă și diferite variații ale parametrilor în scopul adaptării sale la condițiile lucrului în flux continuu.

În concluzie, pe baza rezultatelor obținute în fază-pilot și laborator se poate spune că minereul de la Somova, poate fi valorificat pe linie de flotație diferențială, putîndu-ne aștepta (în cazul cînd conținutul minereului nu va fi prea mult diferit de conținutul probei) la următoarele rezultate :

— concentrate de Pb cu circa 40—45% Pb și 4% Cu, cu recuperări de circa 80% în Pb și 40—45% în Cu ;

— concentratele de Zn cu circa 28—30% Zn cu recuperări de circa 50% în Zn.

Aceste rezultate reprezintă un progres însemnat față de cercetările anterioare, întrucît deși probele din acest an au fost mult mai sărace, rezultatele s-au îmbunătățit pentru toate metalele și în special pentru zinc (unde s-a reușit a se obține un concentrat valorificabil) și pentru cupru (recuperări cu circa 15% mai mari).

Se poate deci conchide, că recuperarea mineralelor de plumb prin flotaţie se poate realiza la scară industrială şi cu rezultate bune. O dată cu mineralele de plumb se recuperează parţial şi mineralele de cupru (40—45%). Mineralele de zinc se pot de asemenea recupera parţial de reactivi, lucru caracteristic flotaţiei minereurilor oxidice de zinc.

Din punctul de vedere al rezultatelor, trebuie arătat că ele sînt la nivelul posibilităţilor metodei de flotaţie, aplicate la acest tip de minereuri, fiind comparabile cu cele obţinute în pu-

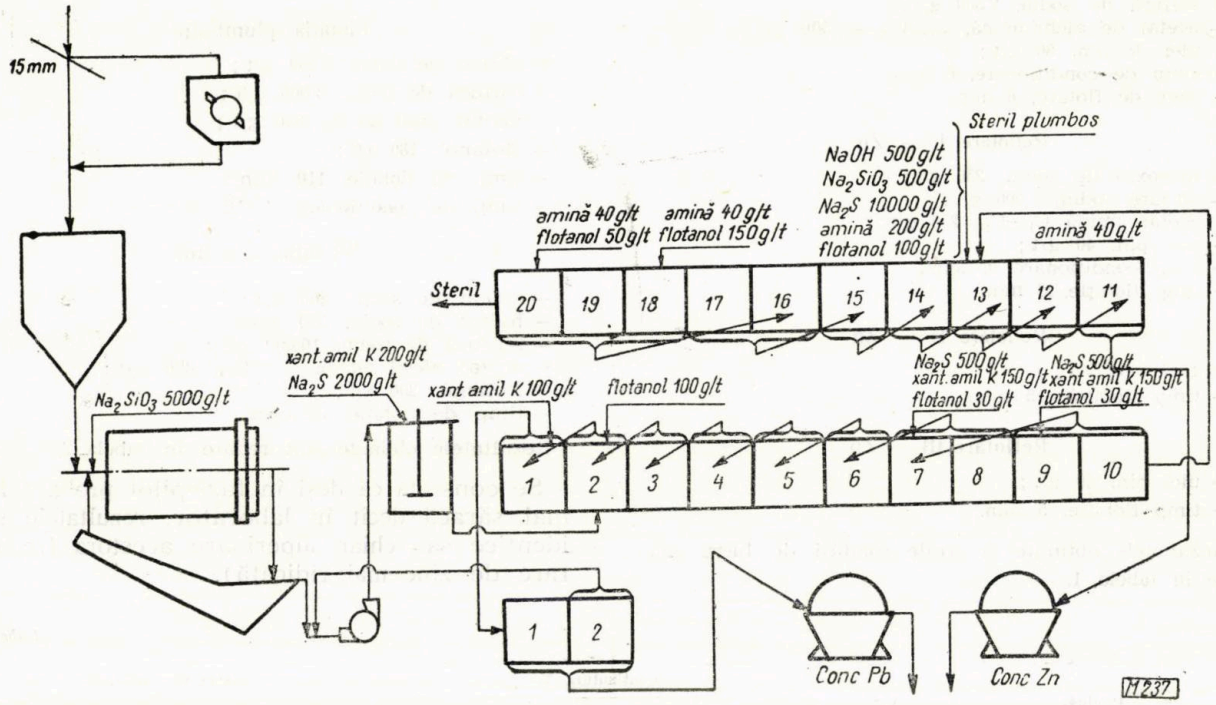


Fig. 1. Fluxul tehnologic al preparării minereurilor de la Somova.

Tabela 2

Produse	V, %	Conţinuturi, %			Extracţii în metal, %		
		Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn
Concentrate de Pb	3,72	45,5	4,0	5,1	77,0	37,6	6,7
Concentrate de Zn	5,73	2,3	1,5	28,2	6,0	21,6	57,5
Steril	90,55	0,42	0,18	1,12	17,0	40,8	35,8
Alimentare	100,00	2,2	0,39	2,82	100,0	100,0	100,0

prin flotarea cationică a sterilului flotaţiei mineralelor de plumb, reuşindu-se a se obţine un concentrat cu circa 28—30% Zn la recuperări de circa 50%. Trebuie subliniat că flotaţia mineralelor de zinc prezintă unele dificultăţi tehnologice şi necesită consumuri destul de ridicate ţinele instalaţii din lume ce prelucrează minereuri asemănătoare.

Prepararea experimentală, pe scară industrială a minereului de la Somova, prima prelucrare de acest gen în ţara noastră, va elucida complet toate aspectele tehnice şi economice ale acestei probleme.

Folosirea emulsiilor de reactivi în flotaţia substanţelor minerale utile

Ing. P. Ilie

În flotaţia substanţelor minerale utile, pe lîngă reactivii solubili, se folosesc reactivi colectori şi spumanţi care sînt insolubili sau slab solubili în apă. Reactivii insolubili sînt uleiuri ce conţin hidrocarburi apolare.

De asemenea, ei pot conţine molecule bipolare, dar cu grupul hidrofob (apolar) foarte dezvoltat, faţă de grupele polare ce sînt slab dezvoltate. Hidrataţia grupelor polare tinde să descompună molecula, însă nu poate depăşi forţele de coeziune a radicalului hidrofob, din care cauză reactivii sînt insolubili în apă şi se comportă ca şi reactivii apolari. Dintre reactivii bipolari slab solubili se remarcă alcoolii superiori, hidrocarburile naftenice etc. [1].

Reactivii de flotaţie trebuie să fie fin dispersaţi pentru ca la un consum redus să acţioneze cu o suprafaţă cît mai mare a mineralelor. De aceea, uleiurile ce se folosesc în calitate de spumanţi sau colectori trebuie să fie fin dispersate. O importanţă deosebită o prezintă acidul oleic care se foloseşte în calitate de colector în flotaţia mineralelor nesulfuroase şi a mineralelor oxidice.

În tulbureală acidul oleic este prezent sub formă de particule mari, neregulate ce nu pot avea acţiune puternică asupra suprafeţei mineralelor, deoarece adsorbţia lor este redusă. Din această cauză consumurile de acid oleic necesare flotaţiei sînt foarte mari. Emulsionarea reactivilor insolubili sau slab solubili duce la reducerea consumului lor.

Emulsia se obţine ca rezultat al răspîndirii unui lichid în altul sub formă de picături mai mult sau mai puţin stabile.

Pentru flotaţie o mare importanţă o au emulsiile de reactivi în apă. Emulsiile sînt sisteme instabile în care pot avea loc schimbări în două direcţii :

1) tulburarea omogenităţii concentraţiei ;

2) mărirea particulelor fazei de dispersie prin coalescenţa lor.

Emulsiile lichidelor pot fi diluate sau concentrate. Pentru emulsiile diluate este caracteristică stabilitatea lor fără folosirea stabilizatorilor (emulgatorilor). Concentraţia emulsiilor diluate nu depăşeşte 0,1—0,01%.

La o asemenea concentraţie devine greu posibilă coalescenţa picăturilor lichidului ce se dispersează. În emulsiile concentrate, o dată cu creşterea concentraţiei fazei de dispersie, are loc coalescenţa picăturilor cînd emulsia se descompune în două straturi.

De aceea, pentru formarea emulsiilor concentrate este necesară folosirea substanţelor de stabilizare-emulgatori care, pe lîngă faptul că reduc tensiunea superficială, formează, la suprafaţa picăturilor fazei de dispersare, straturi hidrofile rezistente ce împiedică coalescenţa lor [2].

Emulsionarea reactivilor are loc sub acţiunea mecanică în procesele de condiţionare a suspensiilor. După P. A. Rebinder fracţionarea picăturilor mari de ulei constă din alungirea lor, în urma căreia picăturile devin instabile termodinamic şi se descompun în mai multe picături sferice. Fracţionarea picăturilor mari are loc şi atunci cînd ele sînt comprimate. Ca rezultat al descompunerii picăturilor mari se obţin picături mici de dimensiuni diferite. O dată cu fracţionarea picăturilor mari decurge şi coalescenţa picăturilor mici [1].

Gradul de dispersie a emulsiei este determinat de : intensitatea acţiunii mecanice asupra picăturilor mari, raportul ulei-apă, acţiunea stabilizatorului.

Cu cît se consumă mai multă energie pentru dispersare, cu atît gradul de dispersie al emulsiei este mai mare. Raportul ulei-apă are o mare influenţă asupra gradului de dispersie şi prin urmare asupra stabilităţii emulsiei. Emulsiile diluate au o mare stabilitate, pe cînd emulsiile concentrate sînt instabile. Instabilitatea emulsiilor concentrate, pregătite din două lichide ce nu sînt miscibile, se datoreşte faptului că între picăturile fazei de dispersie şi mediul de dispersie se formează o mare suprafaţă de contact.

Tensiunea superficială tinde să reducă la minim această suprafaţă şi de aceea picăturile de ulei venind în contact se formează picături mai mari, proces ce decurge pînă ce ambele lichide se despart unul de altul. Mărirea stabilităţii se poate obţine fie prin formarea picăturilor cu dimensiuni de ordinul micronilor, fie prin reducerea la minim a tensiunii superficiale. Pentru stabilizarea emulsiilor concentrate se folosesc stabilizatori-emulgatori ca : săpunuri alcaline, săruri alcaline şi amoniacale ale acizilor graşi superiori, acizi sulfonici şi naftenici etc.

Mecanismul de acţionare al stabilizatorilor constă din următoarele:

1. Fiind substanţe superficial active se absorb la suprafaţa picăturilor reducînd tensiunea superficială aproape la zero. În felul aceste se explică descompunerea spontană a picăturilor mari şi formarea celor mici.

2. Moleculele stabilizatorului se orientează la suprafaţa picăturilor fazei de dispersie astfel încît grupele polare se îndreaptă către apă. Hidratarea grupelor polare duce la formarea în jurul picăturilor de ulei, a unor strate hidratate ce împiedică coalescenţa.

Folosirea emulgatorilor nu numai că măreşte preţul de cost al emulsiei, dar poate influenţa negativ asupra proprietăţilor emulsiei, în multe cazuri emulsia pierzînd parţial proprietăţile de flotare.

Emulsii se pot obţine şi prin dispersarea mecanică a lichidelor prin agitarea puternică.

Emulsiile obţinute prin agitare mecanică au stabilitate mică. Pentru obţinerea emulsiilor fin dispersate şi cu stabilitate mare în ultimul timp se folosesc instalaţii cu ultrasunete. În condiţii de laborator se folosesc generatoare de ultrasunete cu magnetostricţie sau piezoelectrice cu cristale de cuarţ. Emiţătoarele cu cristale de cuarţ au însă dezavantajul că sub acţiunea descărcărilor electrice se sparge des plăcuţa de cristal [3].

Pentru obţinerea cantităţilor mari de emulsii se folosesc emiţătoare mecanice cu injecţie.

Oscilaţiile ultrasonore sînt oscilaţii ce nu pot fi recepţionate de om. Practic, zona ultrasonoră începe de la 20 000 oscilaţii pe secundă. Sub acţiunea unui curent puternic de ultrasunete au loc o serie de fenomene interesante ca de exemplu: coagularea particulelor solide în mediu gazos, cavitaţia şi dispersiunea în mediu lichid etc.

Emisia de ultrasunete în lichide duce la apariţia unui surplus de presiune, care se repetă în ritmul oscilaţiilor ultrasonore.

Surplusul de presiune transmite particulelor lichidului o mare acceleraţie şi sub acţiunea cavitaţiei ele se divizează în particule mici ce au dimensiunile de ordinul fracţiunilor de micron.

La emulsia obţinută cu ajutorul emisiei de ultrasunete particulele de ulei răspîndite în apă nu pot fi văzute cu ochiul liber.

Această emulsie este foarte stabilă, stabilitate ce se poate menţine pînă la o lună de zile şi chiar mai mult.

Pentru uzinele de preparare, unde consumul de spumanţi şi colectori este mare şi este nevoie de un debit mare de emulsie, sînt recomandabile instalaţiile de ultrasunete prevăzute cu emiţătoare cu injecţie, ce au capacitate mare şi consum redus de energie. Pentru aceste instalaţii emiţătorul cu injecţie constituie detaliul principal.

În figura 1 este redată schema emiţătorului mecanic cu injecţie, iar în figura 2 vederea generală a dispozitivului de injecţie.

Principiul de funcţionare este următorul: dacă aerul sau un lichid sînt pompate printr-un

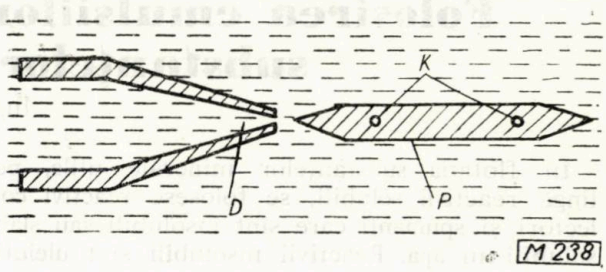


Fig. 1. Schema emiţătorului mecanic cu injecţie.

orificiu, în faţa căruia este aşezată o lamelă, atunci în ambele părţi ale lamelei se formează alternativ turbioane care duc la schimbări periodice de presiune.

Aceste turbioane se răspîndesc cu o viteză egală cu a sunetului. Atingînd orificiul ele modulează aerul sau lichidul pompat prin el. La o distanţă corespunzătoare între orificiu de injecţie şi lamelă, acest dispozitiv va emite oscilaţii sonore întreţinute, a căror frecvenţă depinde de distanţa dintre orificiu de injecţie şi lamelă, d şi de viteza de refulare a aerului sau lichidului prin orificiu, U.

Frecvenţa va fi:

$$f = \frac{U}{d}.$$

Dacă în lichid se introduce ajutajul D prevăzut cu lamela P (fig. 1) şi prin ajutaj se va refula un debit de lichid în lamela P vor apărea oscilaţii. Lamela se fixează în punctele K ce slujesc drept noduri de oscilaţii. După ce s-a ales viteza corespunzătoare a debitului de lichid U şi distanţa dintre ajutaj şi lamelă d, lamela intră în rezonanţă şi generează oscilaţii puternice. Un asemenea dispozitiv emană efectiv sunete în mediul înconjurător.

Orientativ frecvenţa oscilaţiilor lamelei poate fi calculată, luînd în consideraţie forma dreptunghiulară şi neglijînd capetele ascuţite, după formula:

$$f = \frac{22{,}4d}{4\pi l^2\sqrt{3}} \cdot \sqrt{\frac{E}{\rho}}$$

unde:

l reprezintă lungimea lamelei, cm;
d — grosimea lamelei, cm;
E — modulul de elasticitate, dine/cm²;
ρ — greutatea specifică, g/cm³.

Vederea de ansamblu a dispozitivului cu injecţie este redată în figura 2. În partea stîngă se vede lamela P şi părţile ascuţite S, aşezată în faţa ajutajului D.

În dreapta se vede duza *A* prin care se refulează lichidul în ajutaj şi mecanismul de reglare *B* prin intermediul căruia se reglează distanţa dintre lamelă şi ajutaj.

Dacă prin dispozitivul introdus în apă se refulează un debit de apă, reglîndu-se corect distanţa dintre lamelă şi ajutaj, în jurul lamelei apare un nor de ceaţă care poate fi observat prin luminarea în întuneric a ajutatului în momentul cînd reglarea a fost făcută. Formarea norului de ceaţă arată că între lamelă şi ajutaj se formează presiuni sonore mari care duc la divizarea lichidului şi formarea de bule de aer. Apariţia bulelor de aer se datoreşte fenomenului de cavitaţie care transmite particulelor lichidului o acceleraţie mare şi le divizează în particule de ordinul fracţiunilor de microni [4].

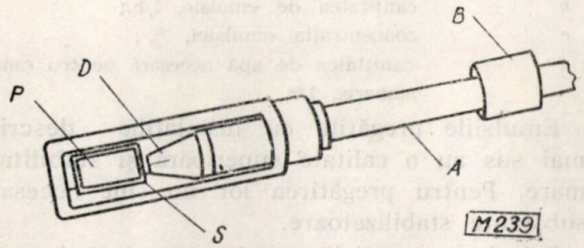


Fig. 2. Vedere generală a dispozitivului de injecţie.

Asemenea dispozitive pot emite oscilaţii cu frecvenţe de 4—32 kHz.

Energia consumată W este în funcţie de presiunea p (at) şi volumul lichidului refulat prin ajutaj V (cm³) şi se determină după formula:

$$W = 981.10p^3 V \text{ erg/s} = 981.10^{-4}\ pV \text{ (Wt)}.$$

În figura 3 se redă schema instalaţiei de emulsionare prevăzută cu emiţător mecanic cu injecţie.

Instalaţia este formată din: rezervor cu volum de 0,5 m³ *1*, pompă de apă tip 1,5 K-6 cu debitul de 6 m³/h şi $H = 20{,}3$ m 2, emiţătorul cu injecţie *3* şi cutia de repartizare a emulsiei *4*.

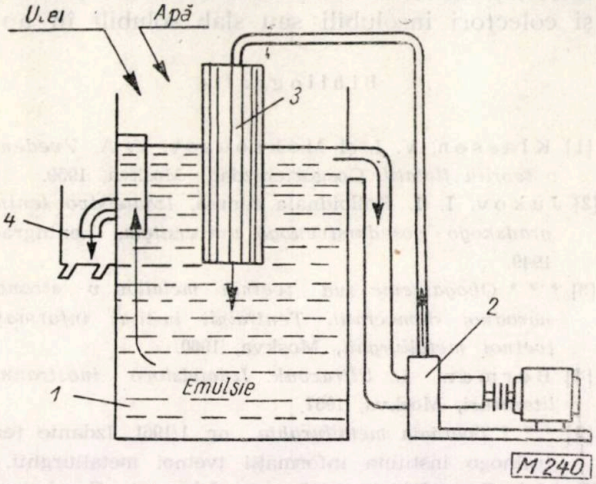


Fig. 3. Instalaţie de emulsionare prevăzută cu emiţător mecanic.

Cantitatea necesară de ulei şi apă se introduce în rezervor din care, prin intermediul pompei, amestecul se refulează în emiţător. Curentul de ulei şi apă iese cu viteză din ajutaj, se loveşte de lamelă, care emite oscilaţii, sub acţiunea cărora uleiul se emulsionează [5].

De asemenea, pentru emulsionarea unor cantităţi mari de uleiuri şi reactivi colectori insolubili în apă se pot folosi instalaţii prevăzute cu emiţătoare hidrodinamice care se pot confecţiona uşor în orice atelier mecanic.

Schema emiţătorului hidrodinamic este redată în figura 4.

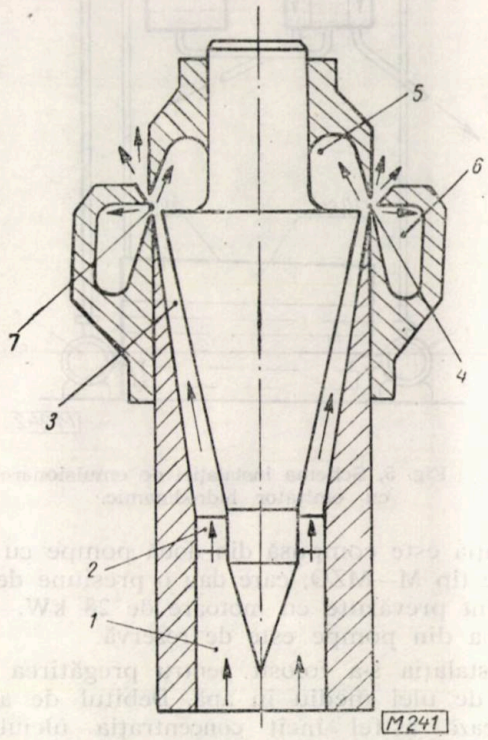


Fig. 4. Schema de principiu a emiţătorului hidrodinamic.

Amestecul de ulei şi apă se refulează cu presiune în intrarea emiţătorului *1*. Apoi, prin orificiul 2 intră în ajutajul circular 3 din care prin orificiul circular *4* tinde către camera toroidală *5*.

Datorită contactului vînei de apă cu peretele camerei apar condiţiile de formare a undei de şoc ce aruncă vîna de lichid în camera toroidală *6*, şi, în acelaşi timp, modulează vîna de lichid, care iese din orificiul circular 7. În camera *6*, de asemenea, se formează unda de şoc ce întoarce vîna de lichid în camera *5* şi modulează pentru a doua oară vîna de lichid, care intră din orificiul circular 7. Pentru emiţătorul hidrodinamic, cele mai importante sînt dimensiunile camerelor *5* şi *6*, iar reglarea se face prin alegerea distanţei optime dintre camerele *5* şi *6* şi orificiul circular 7.

Astfel, prin trecerea lichidului prin emiţător, datorită formării undelor de şoc şi arun-

cării lichidului dintr-o cameră în alta, se formează zone intensive de compresie şi depresiune, care sînt caracteristice undelor ultrasonore [6].

În figura 5 este redată instalaţia de emulsionare prevăzută cu emiţător hidrodinamic. In-

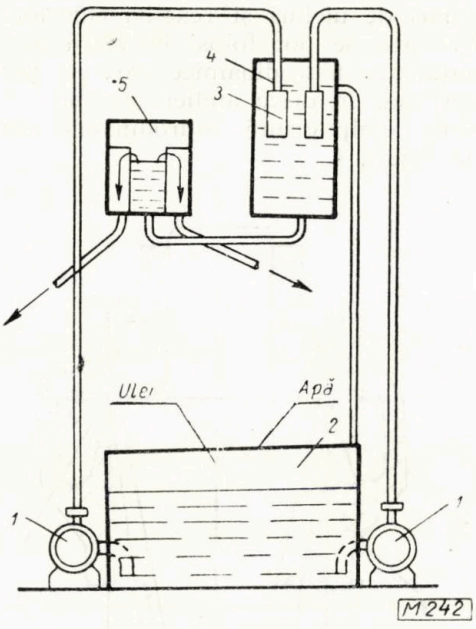


Fig. 5. Schema instalaţiei de emulsionare cu emiţător hidrodinamic.

stalaţia este compusă din două pompe cu şapte etaje tip M—MZO, care dau o presiune de 25 at şi sînt prevăzute cu motoare de 28 kW.

Una din pompe este de rezervă.

Instalaţia s-a folosit pentru pregătirea emulsiei de ulei mediu în apă. Debitul de apă se reglează astfel încît concentraţia uleiului în emulsie să fie de 1—2%.

Uleiul şi apa se introduc în rezervorul *2*, din care, prin intermediul pompei *1*, se refulează în emiţătorul hidrodinamic *3*.

Emulsia din rezervorul *4* intră în rezervorul de repartiţie *5*.

Stratul de ulei care nu s-a emulsionat şi pluteşte la suprafaţa rezervorului *4* se introduce în rezervorul *2* printr-un orificiu ce se reglează cu şuber, de unde, cu pompa, este introdus din nou în emiţător.

Pentru instalaţia respectivă este necesar un control riguros al debitului de ulei.

Debitul de apă o dată fixat suferă doar mici modificări datorită schimbării presiunii în reţeaua de apă, modificări care nu influenţează mult asupra calităţii emulsiei.

Cantitatea de emulsie necesară se poate calcula după formulele :

$$d = \frac{(Qa)\, g\, (100 - C)}{C}, \quad l/h$$

$$b = (Qa)g + d, \quad l/h$$

unde :

Q	reprezintă	capacitatea de prelucrare, t/h ;
a	—	consumul de ulei, kg/t ;
g	—	greutatea specifică a uleiului ;
b	—	cantitatea de emulsie, l/h ;
c	—	concentraţia emulsiei, % ;
d	—	cantitatea de apă necesară pentru emulsionare. l/h.

Emulsiile pregătite cu instalaţiile descrise mai sus au o calitate superioară şi stabilitate mare. Pentru pregătirea lor nu sînt necesare substanţe stabilizatoare.

Folosirea reactivilor colectori şi spumanţi, sub formă de emulsii, prezintă următoarele avantaje :

— se măreşte extracţia de metale în concentrate datorită creşterii proprietăţilor colectoare a reactivului ;

— se micşorează timpul de condiţionare a tulburelii cu reactivi, nemaifiind necesare în unele operaţii agitatoarele mecanice ;

— datorită folosirii unui consum mai redus de colectori, care se administrează sub formă de emulsie, se măreşte selectivitatea procesului de flotare, ceea ce duce la reducerea consumului de reactivi depresanţi ;

— se îmbunătăţeşte calitatea spumei care, păstrîndu-şi aceeaşi mineralizaţie, devine mai fragilă, datorită folosirii unui consum mai redus de spumanţi ;

— reducîndu-se consumul de spumant se îmbunătăţeşte procesul de filtrare a concentratelor ;

— se obţine o dozare mai corectă a reactivilor, întrucît dozîndu-se sub formă de emulsie, consumurile lor sînt mai uşor reglabile deoarece debitele de lichide sînt mai mari.

Din considerentele de mai sus este raţională folosirea emulsionării pentru reactivii spumanţi şi colectori insolubili sau slab solubili în apă.

Bibliografie

[1] Klassen, V. I. şi Mokrousov, V. A. *Vvedenie v teoriiu flotaţii.* Gosgortehizdat, Moskva, 1959.

[2] Jukov, I. I. Kolloidnaia himiia. *Izdatelstvo leningradskogo gosudarstvenogo universiteta,* Leningrad, 1949.

[3] * * * *Obogaşcenie rud ţvetnih metallov v stranah narodnoi democratii. Ţentralnîi institut informaţii ţvetnoi metallurghii,* Moskva, 1960.

[4] Berman, L. *Ultrazvuk. Izdatelstovo inostrannoi literaturî,* Moskva, 1957.

[5] * * * *Ţvetnaia metallurghia* nr. 1/1961, Izdanie ţentralnogo instituta informaţii ţvetnoi metallurghii.

[6] * * * *Gornodobivaiuşciaia promîslennost Cazahstana* nr. 3/1962.

Folosirea turbinei de diametru mic la forajul de explorare cu carotiera cu sondeze

Ing. D. Dumitru

Forajul sondelor de prospecţiuni şi explorări geologice pentru zăcăminte de substanţe minerale utile solide se execută, de obicei, prin metoda de carotaj mecanic continuu.

În roci pînă la categoria a VII-a se folosesc carotiere simple şi duble, prevăzute cu capete de carotieră insertate cu aliaje dure, iar în roci de categorii superioare (VIII—XII) se folosesc carotiere simple cu alice sau carotiere simple şi duble cu coroane cu diamante.

În ultimii ani, procesul tehnologic la forajul de explorare geologică s-a îmbunătăţit, îndeosebi pe seama folosirii instalaţiilor moderne tip ZIF, (ZIF-300; ZIF-650, ZIF-1 200) care au o schemă cinematică mai bună faţă de instalaţiile KAM-500 şi permit folosirea mai multor trepte de turaţii. Datorită creşterii numărului de turaţii şi a utilizării sistemului de acţionare hidraulică, cu acest tip de sondeze s-au obţinut viteze de foraj de două ori mai mari.

În Uniunea Sovietică, cercetătorii L. A. Sreiner, I. L. Omcear şi alţii, împreună cu unele institute de cercetări în domeniul forajului, făcînd o serie de cercetări, au arătat că prin mărirea turaţiei de la 300—400 rot/min, la 1 000—1 200 rot/min, folosind carotiere cu capete insertate cu aliaje dure, în roci de categoria V—VI, viteza mecanică creşte de circa 2,4 ori, iar la forajul cu diamante în roci de categoria X—XII viteza mecanică creşte de 1,7 ori.

Cu toate că viteza mecanică creşte o dată cu mărirea turaţiei, la adîncimi cuprinse între 800—1 000 m, chiar cu instalaţii moderne ZIF-1 200, turaţia nu poate creşte mai mult de 350—400 rot/min. Această limită este impusă de condiţii de ordin constructiv ale instalaţiei, precum şi de rezistenţa garniturii de foraj, în cazul forajului rotativ.

Cu alte cuvinte, pentru mărirea vitezei mecanice trebuie să se folosească alte metode de lucru, care să evite învîrtirea garniturii, dar care să asigure turaţii mari instrumentului de tăiere — sapă sau carotieră.

Acest lucru se obţine numai prin utilizarea motoarelor de fund — turbina sau motorul electric.

În Uniunea Sovietică s-au experimentat, iar în prezent se aplică pe scară mare, metoda de foraj cu turbina de diametru mic, la forajul sondelor de explorare pentru zăcăminte de hidrocarburi şi subtanţe minerale utile solide.

Tipurile de turbină folosite sînt: TSCiM-5"; TS4-5" ; KTDZ-5" ; TS4A-4" ; TBG-4" ; TSZO-3$^3/_8$"; TSR-3$^3/_8$.

Dintre acestea tipurile: KTDZ-5" ; TS4 A-4" ; TBG-4" şi TSR-3$^3/_8$" folosesc ca instrument de lucru carotierele simple sau duble, cu aliaje dure sau diamante, iar celelalte tipuri folosesc sape cu role.

Prezentăm mai jos metoda de foraj şi rezultatele obţinute cu turbina TS4A-4" la forajul sondelor cu carotiere tip AKT-112 cu coroane cu diamante în roci de categorii superioare, cu instalaţia de foraj ZIF-1200 A.

În figura 1 este redată schema de montaj a instalaţiei ZIF-1200 A, prevăzută cu utilaje accesorii corespunzătoare pentru forajul cu turbina şi anume:

— două pompe Duplex tip 9 MGR acţionate de motoare electrice tip AK-102/8 de 75 kW fiecare, echipate cu reostate de pornire;

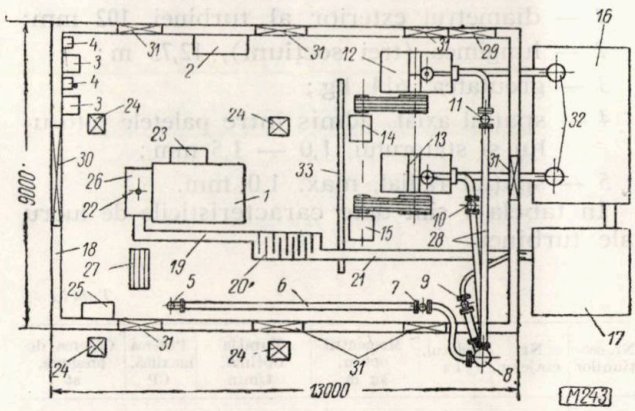


Fig. 1. Schemă de montaj a instalaţiei ZIF-1200 A pentru forajul sondelor cu turbina de foraj TS4A-4":

1 — granic ZIF-1200A ; *2* — tablou electromagnetic ; *3* — întreruptoare de lumină ; *4* — reostate de pornire a pompelor 9 MGR ; *5* — încărcător ; *6* — prelungirea încărcătorului ; *7* — ventil de închidere spre încărcător ; *8* — amortizor (colector) ; *9* — ventil spre scurgere (sterp) ; *10* — ventil pe împingerea pompei 1 ; *11* — ventil pe împingerea pompei 2 ; *12* — pompa 9 MGR, nr. 1 ; *13* — pompa 9 MGR, nr. 2 ; *14* — motor electric 75 kW pentru pompa 1 ; *15* — motor electrie 75 kW pentru pompa 2 ; *16* — rezervor metalic 10 m³ ; *17* — rezervor metalic 5 m³ ; *18* — baracă metalică 13×9 m ; *19* — jgheab ; *20* — cutie cu şicane ; *21* — jgheab ; *22* — gura sondei ; *23* — locul sondorului şef ; *24* — picioarele turlei ; *25* — indicat de greut. GIVG-2 ; *26* — placă metalică în jurul sondei ; *27* — scaun pentru prăjini ; *28* — linia de împingere a pompelor ; *29* — uşă laterală ; *30* — uşă principală în faţa sondei ; *31* — ferestre ; *32* — linia de tragere a pompelor ; *33* — paravan de protecţie.

— furtunul de împingere de 3" rezistent la presiuni mari (circa 180 at);

— geamblac cu capacitate de 50 t;

— manifoldul de 4", iar compensatoarele din burlane de 8", cu grosimea peretelui de 8 mm, şi lungimea de 6 m (manifoldul a fost probat la 200 at — 1,5 ori presiunea de lucru);

— ca garnituri între flanşe la diferitele îmbinări ale manifoldului s-au folosit inele de fier moale cu diametrul de 15 mm;

— garnitura de prăjini folosită cu diametrul de $2^7/_8$";

— sistemul macara-geamblac montat 3×4 cu cablu cu diametrul de 21,5 mm.

Turbina de diametru mic tip TS 4A-4"

Turbina TS4A-4" (fig. 2) se foloseşte cu prăjini cu diametrul de $2^7/_8$" (73 mm) sau $2^1/_2$" (63,5 mm) cu sape cu role 1B5T (Ø 140 mm) şi 2B5T (Ø 145 mm) sau cu carotiere simlpe şi duble AKT-112 cu coroane cu aliaje dure sau cu diamante.

Turbina TS4A-4" este proiectată de Biroul central de construcţii (T.K.B.) al Ministerului Geologiei şi Protecţiei Subsolului din U.R.S.S. De obicei se foloseşte cuplată, fiind alcătuită din trei secţiuni, fiecare secţiune fiind de asemenea alcătuită din 70 etaje. Axul rotor al celor trei secţiuni se îmbină prin legături conice, canelate şi prin mufe de fricţiune.

Caracteristicile tehnice ale turbinei

1 — diametrul exterior al turbinei, 102 mm;

2 — lungimea (trei secţiuni), 12,75 m;

3 — greutatea, 614 kg;

4 — spaţiul axial admis între paletele rotorului şi statorului, 1,0 — 1,5 mm;

5 — spaţiul radial, max. 1,0 mm.

În tabela 1 sînt date caracteristicile de lucru ale turbinei.

Tabela 1

Nr. secţiunilor	Nr. etajelor	Debitul, l/s	Momentul optim, kg m	Turaţia optimă, t/min	Puterea maximă, CP	Căderea de presiune, at
		cînd lucrează cu apă				
3	210	9	32,6	1 180	54	87
		8	26,0	1 050	38	69
		cînd lucrează cu noroi $\gamma = 1{,}2$ kg/dm³				
3	210	8	31,0	1 050	45	82
		7	21,8	920	30	63

Pentru recuperarea carotelor s-au folosit carotiere simple şi duble tip AKT-112, după proiectele VITR-Leningrad, cu coroane cu diamante.

Carotiera simplă AKT-112

Carotiera simplă AKT-112 (fig. 4) este destinată pentru recuperarea carotei în roci con-

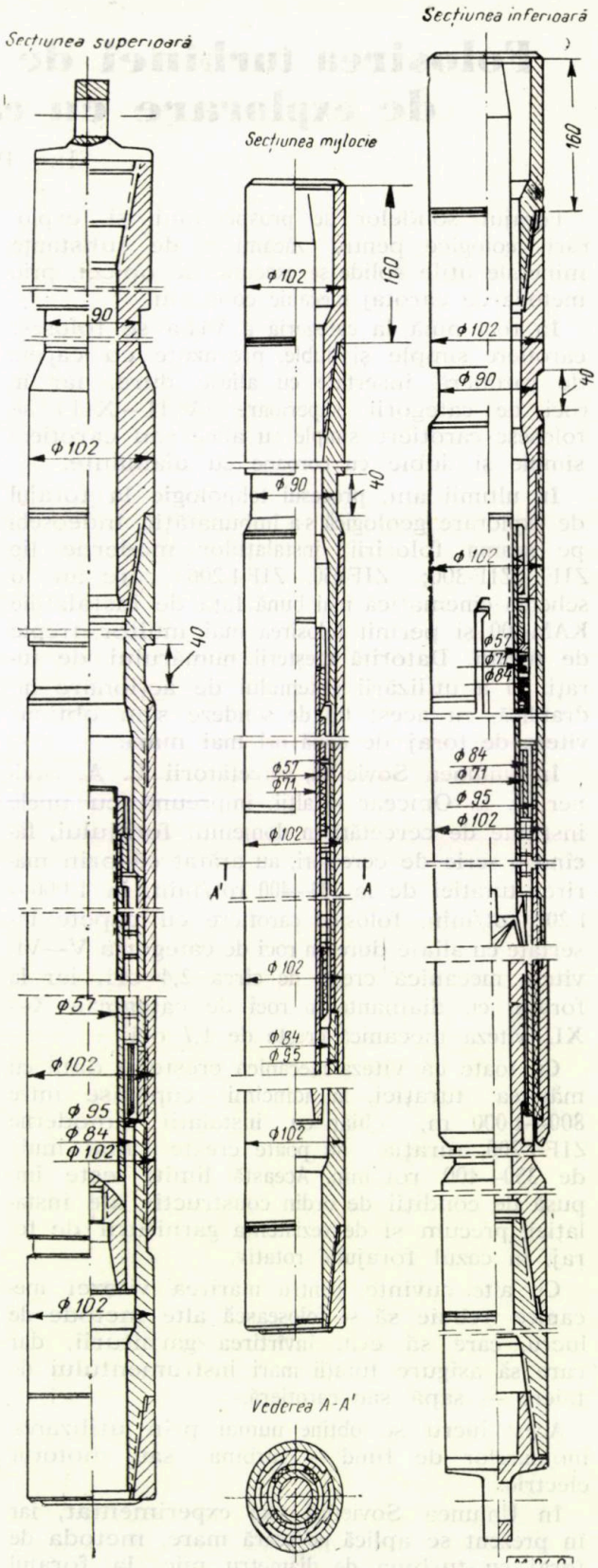


Fig. 2. Turbina de foraj TS4A-4".

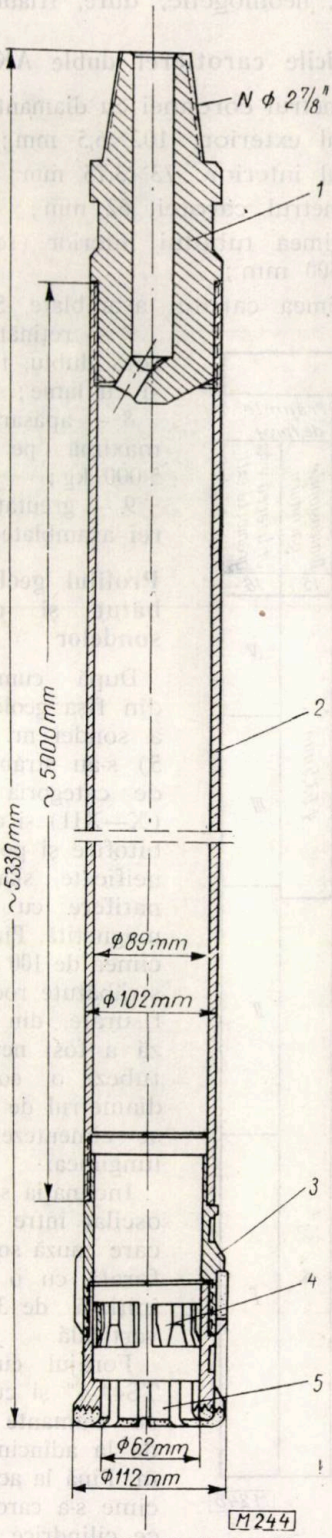


Fig. 3. Carotieră simplă AKT-112 :
1 — reducție cu cep N ∅ 2⁷/8″ ; *2* — tub carotier ∅ 102×6,5 mm ; *3* — lărgitor cu diamante : *4* — reținător de carotă ; *5* — coroană cu diamante.

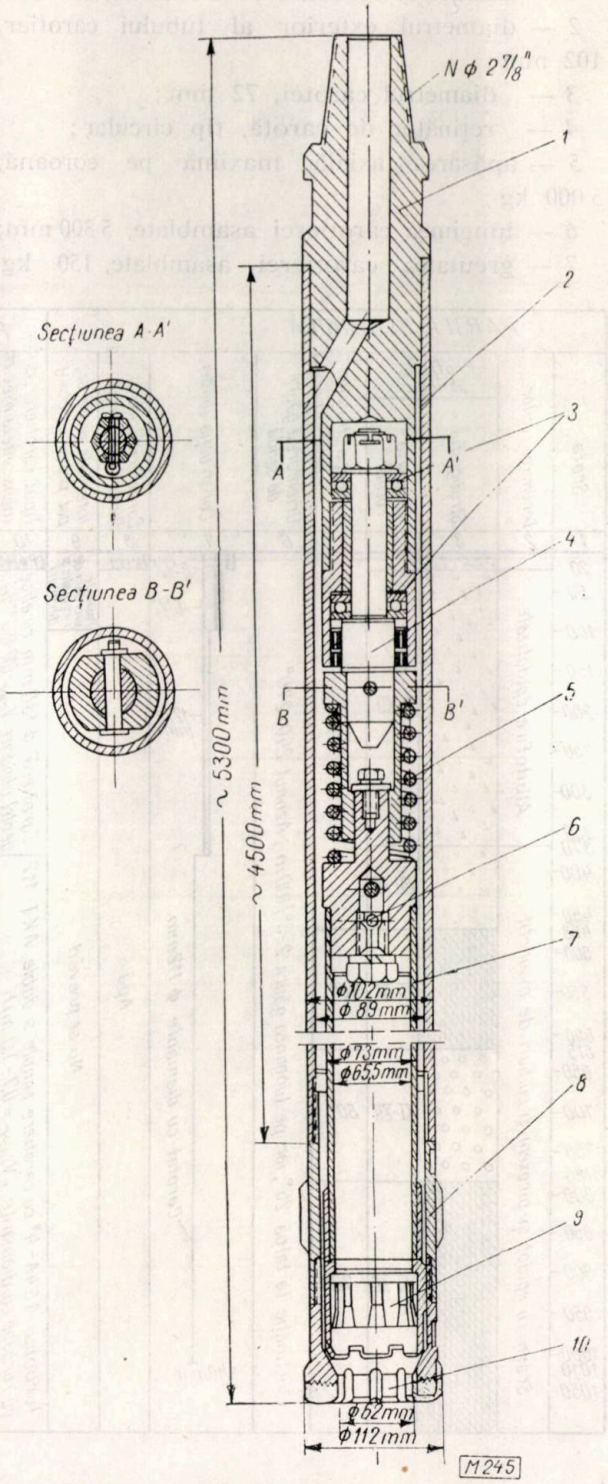


Fig. 4. Carotieră dublă AKT-112 :
1 — reducție cu cep N ∅ 2⁷/8″ ; *2* — tub carotier exterior ∅ 102×6,5 mm ; *3* — rulmenți axiali ; *4* — garnituri de cauciuc ; *5* — resort ; *6* — supapă sferică ; *7* — tub carotier interior ∅ 73×3,75 mm ; *8* — lărgitor cu șase fețe cu diamante ; *9* — reținător de carotă ; *10* — coroană cu diamante.

solidate, compacte şi netulburate de fluidul de circulaţie.

Caracteristicile carotierei AKT-112

1 — diametrul coroanei cu diamante, 112 mm;
2 — diametrul exterior al tubului carotier, 102 mm;
3 — diametrul carotei, 72 mm;
4 — reţinător de carotă, tip circular;
5 — apăsarea axială maximă pe coroană, 5 000 kg;
6 — lungimea carotierei asamblate, 5 300 mm;
7 — greutatea carotierei asamblate, 150 kg.

Carotiera dublă AKT-112

Carotiera dublă AKT—112 (fig. 4) este destinată pentru recuperarea carotei în roci slab consolidate, neomogene, dure, friabile.

Caracteristicile carotierei duble AKT-112

1 — diametrul coroanei cu diamante, 112 mm;
2 — tubul exterior, 102×6,5 mm;
3 — tubul interior, 73×3,75 mm;
4 — diametrul carotei, 62 mm;
5 — lungimea tubului interior (reţinător de carotă), 4 500 mm;
6 — lungimea carotei asamblate, 5 300 mm;
7 — reţinător de carotă dublu, tip circular şi cu lame;
8 — apăsarea axială maximă pe coroană, 5 000 kg;
9 — greutatea carotierei asamblate, 175 kg.

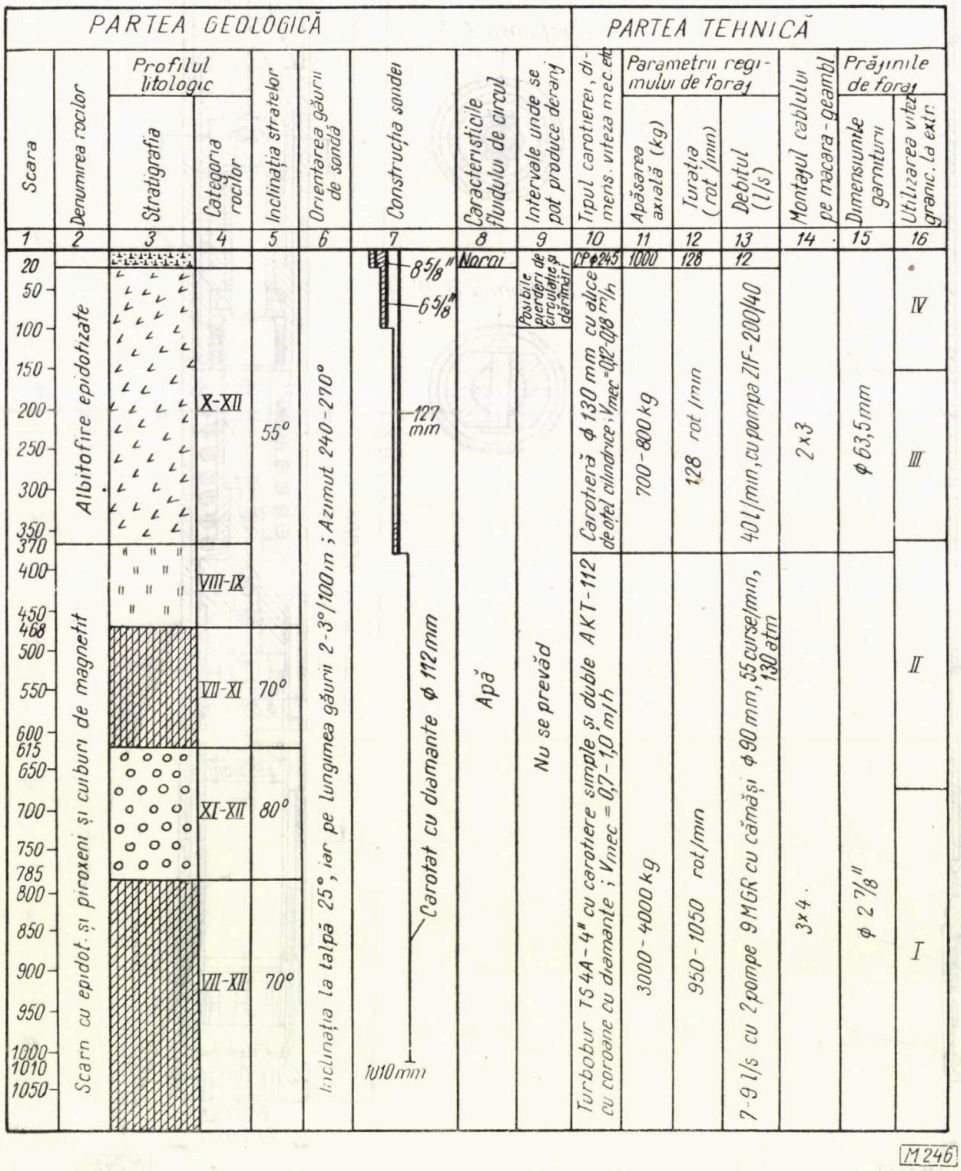


Fig. 5. Fişa geologo-tehnică a sondei 303:

scopul forajului — explorare; felul forajului — înclinat 3° de la suprafaţă; adîncimea proiectată — 1 000 m; data începerii forajului — 15 oct. 1959; data terminării forajului — 10 iulie 1960; durata forajului, în 268 zile; viteza comercială medie — 126 m/gr lună; tipul instalaţiei de foraj — ZIF-1200A; tipul şi capacitatea geamblac — Ufimet 50 t; pompe: 2 bucăţi tip 9 MGR — pentru tub; pompe: 2 bucăţi tip ZIF-200/40 — pentru rotativ; motorul granicului — AK-82/965, 40 kW; motorul pompei 9 MGR — AK-102/8, 75 kW; tipul turboburului — TS 4A-4" cu 3 secţiuni.

Profilul geologic străbătut şi construcţia sondelor

După cum rezultă din fişa geologo-tehnică a sondei nr. 303 (fig. 5) s-au străbătut roci de categoria extratare (X—XII) şi anume: albitofire şi porfirite corneificate, skarnuri granatifere cu epidot şi magnetită. Pînă la adîncimea de 100 m au fost străbătute roci puternic fisurate, din care cauză a fost nevoie să se tubeze o coloană cu diametrul de 6⅝" şi să se cimenteze pe toată lungimea.

Înclinaţia stratelor a oscilat între 45—70° din care cauză sonda a fost forată cu o înclinaţie iniţială de 3° faţă de verticală.

Forajul cu turbina TS4A-4" şi cu carotiera cu diamante a început de la adîncimea de 380 m. Pînă la această adîncime s-a carotat cu alice cilindrice de oţel cu carotiera cu diametrul de 130 cm.

Pentru a evita distrugerea prematură a co-

roanelor cu diamante, din cauza alicelor ce ar fi căzut din pereţii găurii de sondă, s-a tubat o coloană de burlane cu diametrul de 127/116 mm, pînă la adîncimea de 380 m şi cimentată pe o lungime de 15—20 m de la şiu.

Regimul de foraj aplicat şi rezultatele obţinute

Forajul s-a efectuat cu următorii parametri:

1 — debitul pompelor echipate cu cămăşi Ø 90 mm şi 55 curse duble/min, 9,6 l/s;

2 — presiunea de lucru la pompă, 110—130 at;

3 — apăsarea axială pe carotieră, 1 800—2 000 kg.

Folosindu-se carotierele simple şi duble, cu coroane cu diamante de construcţie VITR, s-a obţinut un recuperaj de 84% şi uneori chiar de 100%. La forajul cu alice, recuperajul în rocile de categoria X—XII a oscilat între 60 şi 80%.

S-au folosit coroane cu diamante monostrate cu circa 20—30 bucăţi diamante/karat, precum şi coroane cu diamante mărunte impregnate (pulbere).

Din analiza rezultatelor obţinute se constată că viteza mecanică realizată la forajul cu turbina TS4A-4" şi cu carotierele cu diamante AKT-112, în roci de categorii superioare, a fost de 2,4—2,5 m/h, în cazul coroanelor monostrate, şi de 1,2—1,5 m/h, în cazul coroanelor impregnate.

Astfel, faţă de forajul cu alice unde viteza mecanică obţinută a fost de 0,12—0,18 m/h, aceasta a crescut de circa 13,7 ori.

Chiar şi faţă de forajul rotativ cu diamante, viteza mecanică la forajul cu turbina creşte de circa 5 ori.

Creşterea însemnată a vitezei mecanice de foraj se datoreşte în primul rînd creşterii turaţiei de la circa 300—400 rot/min, cît se poate realiza cu instalaţiile ZIF, la circa 1 000—1 100 rot/min, cît se realizează cu turbina.

Datorită creşterii simţitoare a vitezei mecanice şi a vitezei pe marş, timpul total de foraj se reduce foarte mult (în deosebi timpul de introducere-extragere a garniturii).

Un factor important care trebuie reţinut la metoda de foraj cu turbina este acela că garnitura de prăjini nu se mai roteşte şi deci nu mai este supusă la eforturi complexe puternice, ca în cazul forajului rotativ.

Din această cauză, numărul accidentelor tehnice produse de garnitura de foraj a scăzut de la 4,78 accidente/100 m foraţi la 1,28 accidente/100 m foraţi prin metoda de foraj cu turbina.

În felul acesta procentul de timp neproductiv a scăzut cu 3,5% şi în aceeaşi proporţie a crescut timpul productiv şi viteza comercială.

Concluzii

Prin folosirea metodei de foraj cu turbina de diametru mic şi carotiere cu diamante, sondele forate cu instalaţia ZIF-1200 pînă la adîncimea de 800—1 000 m se realizează în circa 4—5 luni, în loc de 15—18 luni, cît se realiza prin forajul cu alice sau cu aliaje dure.

Productivitatea muncii la forajul cu turbină creşte de 3—4 ori, iar preţul de cost per metru forat scade cu circa 50%.

Bibliografie

[1] Agafanov, B. A., Isaev, M. I. ş.a. *Forajul sondelor de explorare cu turbina de diametru mic cu carotiera şi coroane cu diamante, VITR.* Leningrad, 1961.

Combaterea prafului de cărbune cu ajutorul apei pulverizate la minele din Valea Jiului

Ing. P. Bitir, ing. E. Mureşan şi tehn. I. Mărcuţiu

I. Generalităţi privind combaterea formării prafului folosind apa pulverizată

Metoda de combatere a prafului de cărbune, generalizată în ţara noastră şi cu largă răspîndire în străinătate, este metoda prin şistificare. Această metodă, care a devenit tradiţională, începe să cedeze teren în favoarea altor procedee de combatere cum ar fi: combaterea formării prafului folosind apa pulverizată, injectarea apei în strat, evacuarea mecanizată a prafului din lucrările miniere ş.a. La aceasta, desigur, a contribuit o serie de dezavantaje ale şistificării legate de faptul că nu prezintă siguranţă deplină (fiind citate în literatură cazuri cînd zonele şi barajele de şistifiant nu au oprit exploziile) este costisitoare şi nu preîntîmpină formarea prafului. Cercetările întreprinse în

țara noastră și în străinătate au dovedit că metodele cele mai eficiente de luptă împotriva prafului de cărbune sînt metodele de prevenire a formării acestuia. Una din aceste metode o constituie combaterea formării prafului folosind apa pulverizată. La baza acestei metode [1] se află procesul de umezire de către apă a particulelor de praf care se îngreuiază și cad. Pentru pulverizarea apei se folosesc diverse pulverizatoare cu aer comprimat sau mecanice. Direcția jetului de apă pulverizată față de direcția curentului de aer, presiunea apei pulverizate, dimensiunile particulelor de apă, cantitatea picăturilor și vaporilor de apă în atmosferă și adaosul de substanțe umectante, contribuie la sedimentarea mai lentă sau mai rapidă a particulelor de praf din aer. Astfel, la o eficiență sporită se ajunge dacă jetul de apă se pulverizează în sens opus mișcării curentului de aer încărcat cu praf și dacă presiunea apei pulverizate este mai mare, întrucît crește viteza de deplasare a particulelor de apă, precum și forța de ciocnire a acestora cu cele de praf de cărbune. Influența mărimii particulelor de apă nu este încă suficient studiată, în schimb suprasaturarea atmosferei cu particule și vapori de apă este favorabilă scopului, particulele de praf constituind nuclee de condensare. Adaosul de umectanți este necesar avînd în vedere durata mică a contactului între particulele de praf și particulele de apă și mai ales atunci cînd pulverizatoarele creează presiuni mici ale apei pulverizate. Cercetătorii din U.R.S.S., în urma încercărilor în laborator și în mină, au dovedit că la stropirea cu soluții de umectant se poate reduce prăfuirea aerului pînă la aceleași limite ca și la stropirea cu apă fără adaosuri, micșorînd, în acest caz, consumul de apă cu 30%.

Unul din marile avantaje ale combaterii formării prafului, deci și ale combaterii formării prafului cu apă, este legat de crearea unor condiții igienico-sanitare corespunzătoare în fronturile de lucru, cu referire la îmbunătățirea condițiilor de vizibilitate și mai ales la micșorarea pericolului îmbolnăvirilor de antraco-silicoză. Afirmația, care a dăinuit pînă nu demult, că praful de cărbune este nepericulos s-a dovedit a fi neîntemeiată. Cercetările efectuate în minele de cărbuni de lîngă Moscova, publicate în Probleme de igiena muncii în legătură cu mecanizarea lucrărilor în industria cărbunelui [2], semnate de R. V. Borisencova, au indicat în praful de cărbune un conținut de SiO_2 liber de 0,8—9%. Asemenea conținuturi, chiar și mai ridicate, au fost găsite și în praful ce se dezvoltă la preparațiile Petrila și Lupeni [3]. În cazul prafului de steril conținutul de SiO_2 liber este cu mult mai ridicat decît 0,8—9%, totuși concentrațiile mari de praf de cărbune în atmosferă (cazul abatajelor mecanizate), duc la conținuturi de SiO_2 pe unitate de volum nu mult diferite față de lucrările miniere în steril. Trebuie avut în vedere că masele mari de praf au un rol patogen mare. Ca urmare, cazurile de îmbolnăvire de antraco-silicoză, printre muncitorii brigăzilor de la combine și haveze și la muncitorii încărcători din abataj, au fost mai frecvente decît printre minerii de la înaintări (observațiile lui K. I. Ciumak în Donbasul răsăritean) [2]. Mai mult decît atît, literatura sovietică subliniază că la o concentrație mare și la o acțiune îndelungată (10 ani), chiar și praful de cărbune fără cenușă provoacă o reacție asupra organismului [4].

Prin folosirea apei pulverizate la combaterea formării prafului la lucrările de împușcare se obține și o reducere considerabilă a gazelor de explozie, o parte din acestea dizolvîndu-se în apă. În felul acesta se poate reduce durata de aerisire, iar la reîntoarcerea muncitorilor, atmosfera din frontul de lucru va fi mult mai săracă în gaze de explozie.

Într-o recentă publicație documentară [5], în care se analizează diferite aspecte ale folosirii pulverizatorului la lucrările de împușcare în lucrări miniere cu emanații de metan, se arată că timpul necesar pentru aerarea porțiunii din fața frontului unei galerii de transport și a unui plan înclinat după operațiile de împușcare, pînă la reducerea conținutului de CH_4 sub 1% fără perdea de apă pulverizată creată de pulverizator, a fost de 27 respectiv 33 minute, în timp ce prin folosirea perdelei de apă pulverizată timpul de aerisire s-a redus la 3 respectiv 4 minute, timp în care conținutul de metan s-a redus de la 5,5 la mai puțin de 0,5%. Reducerea conținutului de metan în timp record se datorește înlocuirii de către masa amestecului de aer-apă a mediului de metan, unei turbulențe active provocată de jetul pulverizatorului și proprietății absorbante a cărbunelui față de apă care umple microporii și microfisurile mai mari ale cărbunelui, în felul acesta reducîndu-se suprafața de degajare a metanului în frontul de lucru. O degajare încetinită a metanului din masa cărbunelui, s-a evidențiat cînd stropirea frontului s-a făcut folosind și anumiți umectanți activi de suprafață (DB, OP—7 și alții).

Pe de altă parte, prin folosirea pulverizatorului în fața frontului de lucru, umiditatea relativă a aerului se apropie de 100%, iar contactul dintre jetul de apă și suprafața frontului nu dă posibilitatea ca explozivul să deflagreze sau ca particulele produselor exploziei să se afle în stare incandescentă. S-a creat în frontul de lucru, în mod intenționat, o flacără deschisă, deci o sursă de aprindere a metanului și prafului de cărbune, care însă a fost stinsă după o secundă de către perdeaua de apă. Acest lucru prezintă destul de mare importanță cunoscîndu-se că la împușcare, acumularea metanului în concentrații explozive se produce în timp de 3 secunde și mai mult. Fără

folosirea unei perdele de apă, siguranța împușcării în roci din care se degajă metanul este îndoielnică, chiar în cazul unui aeraj activ, deoarece durata acțiunii particulelor solide incandescente ale produselor de explozie, arderea completă a încărcăturilor găurilor de mină și menținerea unui mediu periculos la explozie (chiar în condițiile unui aeraj corespunzător din fața frontului) durează cîteva minute. Pe lîngă aceste avantaje ale folosirii apei pulverizate la lucrările de împușcare, s-a obținut o reducere a prăfuirii în frontul de lucru de la 317—616 mg/m³ la sub 2 mg/m³.

După cum rezultă din numeroasele publicații combaterea formării prafului de cărbune cu apă este larg răspîndită în multe țări. Apa este pulverizată cu pulverizatoare sau cu explozivi sau se injectează în stratele de cărbuni la presiune înaltă. La încărcare materialul împușcat se stropește la diferitele puncte de deversare folosindu-se duze; la perforare se aplică perforajul umed etc.

Apa poate fi folosită și la neutralizarea prafului depus în abataj și chiar în zonele de prăfuire. Lucrări de cercetare, privind eficacitatea apei în amestec omogen cu praful de cărbune și a apei stropite peste praful de cărbune, au fost efectuate de către dr. ing. W. B. Cybulski [6]. Fixarea prafului depus în zonele de prăfuire cu ajutorul apei simple, a apei cu adaosuri de umectanți și a apei cu adaosuri de umectanți și săruri higroscopice, a fost studiată de către dr. Carl Meyer — Malaga [7].

În țara noastră la minele din Valea Jiului este generalizată, așa după cum o să rezulte din cursul articolului, combaterea formării prafului de cărbune și neutralizarea cu apă a acestuia în zona abatajului în vederea lucrărilor de împușcare.

II. Rezultatele obținute

Combaterea prafului de cărbune prin stropire cu apă la minele din Valea Jiului se face folosind pulverizatoare cu aer comprimat atît la lucrările de împușcare, cît și la încărcare (excepție făcînd lucrările izolate nelegate de rețeaua de conductă de apă).

Stropirea cu apă se aplică cu succes la lucrările de împușcare atît asupra prafului format și depus în lucrarea minieră, cît și împotriva formării și exploziei prafului de cărbune în momentul împușcării.

Combinatul carbonifer Valea Jiului (CCVJ) a dovedit un mare interes față de generalizarea combaterii prafului de cărbune prin stropire cu apă, atît pe motive economice cît mai ales pentru îmbunătățirea condițiilor igienico-sanitare în lucrările de muncă din subteran.

ICEMIN — SCSM, cu concursul conducerii exploatărilor și sectoarelor, a executat instructajul întregului personal din subteran în legătură cu combaterea prafului de cărbune prin stropire cu apă. Instruirea s-a făcut teoretic și practic în subteran. În afară de aceasta, artificierii de la exploatări au asistat la o serie de încercări de explozivitate a prafului de cărbune la tunelul experimental de la ICEMIN–SCSM Petroșani.

Pentru popularizarea mai largă a pericolului ce îl prezintă praful de cărbune și a mijloacelor de luptă împotriva lui, s-a întocmit spre prezentare la exploatări conferința cu titlul „Lupta împotriva prafului de cărbune", cu concursul Consiliului local sindical.

Ca urmare a lucrărilor de generalizare a combaterii prafului de cărbune prin stropire cu apă, consumul de șistifiant a scăzut în perioada 1.I. — 1.XI.1962 față de aceeași perioadă a anului trecut cu peste 382 000 kg. Ținînd seamă că aplicarea generalizată a combaterii prafului de cărbune prin stropire cu apă la exploatări s-a făcut treptat în cursul anului 1962, se așteaptă ca în anii viitori economiile să fie mai mari.

Folosindu-se pulverizatorul pe timpul lucrărilor de împușcare la lucrările de înaintare și abataje-cameră, conținutul de praf în aer la 15 minute după împușcare se reduce de la 200—300 mg/m³ la împușcarea uscată sub 5—10 mg/m³.

Pentru combaterea formării prafului la lucrările de încărcare a cărbunelui rezultat la împușcare sau tăiere cu ciocanul de abataj în vagonete sau pe transportoare, cărbunele trebuie stropit cu apă. Cantitățile mari de cărbune, peste 6—8 t, neputînd fi umezite într-o singură repriză, trebuie umezite și pe timpul încărcării.

S-a constatat că în urma stropirii corespunzătoare a cărbunelui înaintea încărcării nu mai este necesară suplimentarea umezirii la punctele de deversare și reîncărcare.

La punctele de încărcare și deversare, concentrația în aer a fost găsită de cel mult 34 mg/m³ după umezirea cărbunelui, în loc de 64—1 700 mg/m³ la încărcarea și deversarea uscată.

După cum s-a arătat, combaterea prafului de cărbune în vederea lucrărilor de împușcare se face umezind praful de cărbune depus în lucrarea minieră începînd de la frontul de lucru pînă la zona de șistificare sau umezire.

În afară de aceasta, pe timpul împușcării, pulverizatorul este pus să funcționeze cu jetul spre frontul de lucru ce se împușcă. În acest scop s-a căutat să se urmărească influența apei pulverizate asupra circuitului electric de împușcare. În literatura de specialitate nu se arată cazuri de luarea unor măsuri speciale asupra rețelei electrice de împușcare, atunci cînd se intervine în combaterea prafului prin stropire cu pulverizatoare sau cu ceață artificială. Verificarea practică a influenței punerii la pămînt a legăturilor dintre reofori și a legă-

turii dintre reofori şi conductoare principale de împuşcare şi chiar împuşcarea cu aceste legături sub apă a fost făcută de laboratorul de utilaj electric de la ICEMIN—SCSM şi a permis să se tragă concluzia că împuşcarea în mediu umed, în condiţii de mină, se poate efectua cu toată siguranţa fără să fie nevoie de izolarea legăturii între reofori şi a legăturii cu conductoarele principale ale reţelei de împuşcare. De altfel, în cursul cercetărilor din anul 1961 cît şi a celora din anul 1962, pe timpul lucrărilor de generalizare a stropirii cu apă nu s-au luat măsuri speciale de izolare a legăturii dintre reofori şi nu au apărut cazuri de rateuri sau alte neajunsuri din cauza excesului de umiditate creat la locurile de muncă.

Umezirea cu apă a prafului de cărbune depus se face pînă la aducerea lui în stare de şlam. În acest moment umiditatea prafului este peste 30% şi se menţine peste această limită 3—4 ore, timp în care se pot efectua lucrările de împuşcare fără a fi pericol ca praful de cărbune să fie ridicat în atmosferă şi să participe la explozie. Această limită de umiditate este stabilită în instrucţiunile în vigoare referitoare la combaterea exploziilor de praf de cărbune. În scopul stabilirii timpului cît un praf umezit (pînă la o umiditate de peste 30%) îşi păstrează umiditatea şi de aici a stabilirii ritmului de umezire necesar pentru a fi realizat la locurile de muncă în cărbune şi pentru a menţine praful depus într-o stare de umiditate ridicată (în funcţie de umiditatea relativă şi viteza de circulaţie a aerului) s-au supus cercetării probe de praf amestecat omogen cu apă. Rezultatele au indicat că umiditatea prafului de cărbune după stropire se menţine ridicată timp de cîteva ore aşa că ritmul de stropire necesar a fi menţinut este de 4 ore (de două ori pe schimb). Ţinînd seamă că stropirea prafului de cărbune la locurile de muncă unde se execută lucrări de împuşcare se face chiar înaintea încărcării găurilor, există siguranţa că praful de cărbune îşi menţine umiditatea pe timpul lucrărilor de împuşcare, dacă stropirea prafului s-a făcut corect. Siguranţa împotriva aprinderilor sau exploziilor de praf de cărbune este mărită de acţiunea pulverizatorului, care se află în funcţiune pe timpul lucrărilor de împuşcare.

Aplicarea stropirii cu apă a prafului de cărbune, depus în vederea lucrărilor de împuşcare, se realizează cu mai multă uşurinţă decît şistificarea şi burajul exterior. Timpul de stropire a frontului de lucru şi a încă 4 m în spatele lui, pînă la aducerea prafului în stare de şlam, este de 4—5 minute în cazul înaintărilor şi a abatajelor-cameră, pe cînd la aplicarea şistificării şi a burajului exterior, este de 20—30 minute, la care se adaugă şi timpul necesar pentru aducerea şistifiantului la locul de muncă. Aplicarea stropirii înaintea puşcării se poate face cu uşurinţă de la frontul de lucru pe o distanţă de 30—40 m, ajungînd în cazul abatajelor-cameră pînă la gura rostogolului, necesitînd timp mai puţin decît cel necesar pentru şistificarea numai a frontului de lucru şi a celor 4 m în spate, inclusiv aplicarea burajului exterior.

Stropirea unui abataj frontal, lung de 60 m, înaintea lucrărilor de împuşcare se poate realiza în 30 minute. Acest rezultat poate fi considerat ca valabil şi în cazul abatajelor în trepte răsturnate de aceeaşi lungime.

Înlocuirea şistifiantului cu apă, ca mijloc de combatere a prafului de cărbune înaintea lucrărilor de împuşcare, creează avantaje economice. De exemplu costul şistificării unui abataj-cameră, în care s-au perforat pentru împuşcare 20 găuri, este de 18 lei/împuşcare, iar al unui abataj cu front lung, în care s-au perforat 70—80 găuri este de 63—72 lei/împuşcare. Avînd însă conducta de apă montată în apropierea frontului de lucru, care serveşte pe lîngă combaterea prafului de cărbune şi altor scopuri, combaterea prin umezire este practic mai uşor de realizat şi cu cheltuieli reduse.

Aplicarea stropirii înaintea lucrărilor de împuşcare, după cum s-a constatat în cursul încercărilor, convine mai mult minerilor de la locurile de muncă decît aplicarea şistificării, ceea ce constituie, de asemenea, un factor important în vederea generalizării acestei metode.

Unul din factorii determinanţi, în aplicarea cu succes a combaterii prafului de cărbune prin stropire cu apă, este asigurarea în permanenţă a stării de umiditate a prafului de cărbune, peste limita la care praful de cărbune este neutralizat. În acest sens, cercetătorii străini [6] arată că nerealizarea gradului necesar de umezire este mai periculoasă decît nerealizarea gradului de şistificare, deoarece praful de cărbune umezit necorespunzător poate duce la explozii chiar mai puternice decît praful uscat. Praful de cărbune şistificat insuficient poate da naştere la explozii însă de intensitate mai redusă. De aceea, în cazul cînd se adoptă combaterea prafului de cărbune prin stropire cu apă, neutralizarea prafului trebuie să se facă neapărat pînă la aducerea acestuia în stare de şlam. Atenţie deosebită trebuie să acorde acestei probleme toate organele de control. Este necesar ca artificierul să refuze executarea împuşcării dacă stropirea nu s-a executat corect. Lipsa mijloacelor de control a stării umidităţii prafului de cărbune este menţionată şi în literatura de specialitate străină. Ţinînd seamă de faptul că combaterea prafului de cărbune prin umezire cu apă cîştigă un teren din ce în ce mai larg, se impune să se construiască aparate corespunzătoare pentru controlul rapid direct în subteran a stării de umiditate a prafului de cărbune depus în lucrările miniere.

Folosirea umectanţilor la combaterea prafului de cărbune sporeşte eficienţa metodei însă, din cauza greutăţilor de ordin tehnic, utilizarea umectanţilor nu a luat răspîndire.

Apa folosită în combaterea formării prafului şi a prafului depus în zona abatajului, în vederea lucrărilor de împuşcare, poate fi apă potabilă sau industrială. Deoarece la una din minele din Valea Jiului s-a pus problema folosirii apei de mină pentru combaterea prafului, s-au recoltat cîteva probe de apă pentru determinarea suspensiilor şi a bioxidului de siliciu liber din suspensii. Instrucţiunile provizorii pentru stropire în lucrări miniere subterane care se aplică la minele din Donbas interzic folosirea apei de mină, pentru stropire atunci cînd suspensiile în apă ating 50 mg/l şi au conţinut de SiO_2 liber peste 10%. Dacă suspensiile conţin SiO_2 liber, sub 10%, limita suspensiilor admise se stabileşte printr-o formulă neputînd depăşi 250 mg/l. Cercetătorii din R. S. Cehoslovacă arată că folosirea apei de mină, pentru lucrările de combatere a prafului de cărbune, nu aduce prejudicii. Probele de apă recoltate din apa folosită pentru stropire la mina amintită au indicat suspensii de 1 072—1 250 mg/l, fără să conţină SiO_2 liber. Ţinînd seamă că pînă în prezent nu există o părere unitară privind influenţa suspensiilor din apa de mină folosită la combaterea prafului de cărbune asupra sănătăţii muncitorilor şi că la mina respectivă nu există posibilităţi de alimentare cu apă potabilă sau industrială care să satisfacă şi lucrările de combatere a prafului de cărbune, s-a considerat că apa de mină poate să fie folosită în continuare.

Combaterea prafului de cărbune depus în zonele de prăfuire este posibil de realizat. Cercetări în acest sens, cu ajutorul amestecurilor de apă, umectanţi şi săruri higroscopice, au fost făcute la ICEMIN — Staţia de cercetări pentru securitate minieră — Petroşani în anul 1961, tratîndu-se cîteva porţiuni de galerii cu apă, apă şi ClNa şi apă cu Cl_2Ca şi umectanţi (săpun naftenic). Prin faptul că umiditatea zonelor tratate cu soluţii de săruri higroscopice nu se poate menţine nici 2—3 zile la valoarea de 30%, cît prevăd instrucţiunile referitoare la combaterea exploziilor de praf, metoda de neutralizare a prafului de cărbune în zone de prăfuire prin stropire cu apă este recomandată a se aplica deocamdată în minele noastre.

În baza cercetărilor efectuate la ICEMIN—SCSM (în laborator şi în mină) în anii 1961 şi 1962 în ce priveşte combaterea prafului de cărbune cu apă, a datelor obţinute din literatura de specialitate, cît şi din practica combaterii prafului de cărbune prin stropire cu apă în cadrul minelor din Valea Jiului, s-au făcut propuneri de completare a instrucţiunilor referitoare la combaterea exploziilor de praf de cărbune (nu s-au avut la dispoziţie instrucţiuni străine în legătură cu combaterea prafului de cărbune prin stropire cu apă).

În concluzie, în cursul lucrărilor de generalizare a combaterii formării prafului de cărbune prin stropire cu apă la minele din Valea Jiului, s-a constatat că această metodă se poate aplica cu succes la majoritatea locurilor de muncă în cărbune, nu aduce prejudicii productivităţii muncii, este mai ieftină decît combaterea prafului de cărbune prin şistificare, este mai uşor de aplicat şi prezintă siguranţa necesară împotriva exploziilor atunci cînd se aplică corect. Ţinînd seamă de rezultatele obţinute pînă în prezent, se propune extinderea cît mai largă a combaterii formării prafului de cărbune şi a exploziilor de praf de cărbune la lucrările de împuşcare prin folosirea apei, iar combaterea prafului de cărbune depus în zonele de prăfuire să se facă în continuare prin şistificare pînă la găsirea altor metode mai economice şi mai eficace.

Bibliografie

[1] * * * *Borba s ugolnoi i porodnoi pîliu v şahtah.* Gosgortehizdat, 1959, p. 148—172.

[2] Borisenkova, R. V. *Probleme de igiena muncii în legătură cu mecanizarea lucrărilor în industria cărbunelui.* În: Ghighiena i sanitariia nr. 11, 1961.

[3] * * * *Cercetarea conţinutului de praf de cărbune în aer la preparaţiile Petrila şi Lupeni.* Studiul Filialei ICEMIN-Petroşani, 1960 (lucrare nepublicată).

[4] Gluskov, L. A. *Desprăfuirea utilajelor din secţiile de sfărimare şi măcinare.* Traducere I.D.T., 1958.

[5] Kraveţ, V. I., Balanovski, V. F. ş.a. *Eficienţa perdelelor de apă pentru combaterea undelor aeriene de şoc.* În: Ugol Ucrainî, nr. 5, mai 1962, p. 38—41.

[6] Cybulski, W. B. *Studiul eficacităţii stropirii cu apă a frontului de lucru pentru preîntîmpinarea propagării exploziei.* În: Buletin G.I.G. Katowice, nr. 291, 1961, p. 3—14.

[7] Carl Meyer — Malaga. *O cercetare metodică despre combaterea prafului cu ajutorul pulverizării apei.* În: Berghauwissenschaften 7, nr. 4, febr. 1960, p. 81—86.

[8] * * * *Stabilirea elementelor normative pentru controlul periodic al gradului de pericol al prafului de cărbune şi al eficacităţii mijloacelor de combatere în funcţie de condiţiile locale din mină.* Studiul Filialei ICEMIN-Petroşani, 1961 (lucrare nepublicată).

[9] * * * *Generalizarea combaterii formării prafului de cărbune prin stropire cu apă.* Completarea instrucţiunilor referitoare la combaterea exploziilor de praf de cărbune. Studiul Filialei ICEMIN-Petroşani, 1962 (lucrare nepublicată).

Realizarea aerajului la săparea unei galerii de lung metraj în fund de sac

Ing. **C. Totorcea**, ing. **D. Băbălău** şi ing. **L. Nemeth**

Realizarea aerajului la lucrări miniere de lungimi mari constituie o problemă de mare interes pentru inginerii minieri din ţara noastră, unde s-au executat şi sînt în curs de executare lucrări de acest gen.

Astfel, în iunie 1962 într-o regiune minieră din ţară s-a terminat săparea unei galerii în fund de sac pe distanţă de peste 5 000 m. În cele ce urmează se arată modul cum s-a realizat aerajul la această galerie şi cum s-au stabilit noi elemente de calcul, insistîndu-se asupra calculului reţelei de aeraj — problemă insuficient tratată în literatură.

Din punctul de vedere al circulaţiei aerului există trei sisteme de realizare a aerajului unei lucrări de lung metraj : săparea unei galerii paralelă cu prima, efectuarea de străpungeri din galerie la suprafaţă şi executarea unor conducte speciale de aeraj, de-a lungul galeriei.

Din punctul de vedere al metodelor de aeraj, sînt practicate trei metode : aeraj refulant, aspirant sau combinat. Este recomandabil să se adopte aerajul combinat care prezintă mai multe avantaje.

În privinţa calculului debitului de aer în front există suficiente date de calcul, în funcţie de metoda de aeraj aleasă (v. Revista Minelor nr. 10/1962).

Debitul de aer necesar în front se calculează la diluarea gazelor nocive din front pînă la o concentraţie admisibilă. Pe lîngă acest calcul se pune condiţia vitezei minime a aerului pe galerie, precum şi condiţia ca debitul rezultat să asigure norma de aer proaspăt pentru muncitori, conform N.T.S.

* * *

Problema care se pune, este de a aduce în frontul de lucru un debit de aer proaspăt, Q_0, în funcţie de metoda de aeraj aleasă (aspirant, refulant sau combinat) şi de parametrii specifici ai galeriei. Se presupune că s-a ales metoda de aeraj combinat sau aspirant şi în acest caz conducta de aeraj trebuie să aspire de la front debitul de gaze, Q_0 şi să le evacueze la suprafaţă. Coloana de aeraj lucrînd la depresiune pe o lungime mare, apar infiltraţii de aer fals pe traseu, deoarece o etanşeitate perfectă a conductei nu se poate realiza. Astfel, coloana de aeraj va transporta la suprafaţă pe lîngă debitul Q_0 întreaga cantitate de aer fals colectată pe traseu. Mărimea infiltraţiilor de aer fals depinde de etanşeitatea reţelei, ajungînd uneori să fie de cîteva zeci de ori mai mare decît Q_0, la o etanşeitate necorespunzătoare. Pentru a putea alege ventilatoarele adecvate este necesar să se cunoască debitul şi rezistenţa coloanei de aeraj în orice punct al ei şi mai ales în punctul final, adică la suprafaţă.

Metoda obişnuită de rezolvare foloseşte următoarele formule :

$$Q_L = Q_0\, p\,;\; p = \left(\frac{1}{3}\,\frac{DK_0L}{m}\sqrt{R_0L}+1\right)^2\,;\; H_L = R_0 L\, Q_m^2 \qquad (1)$$

unde :

Q_L reprezintă debitul de aer în conductă la distanţa L, m³/s ;

Q_0 — debitul iniţial la gura de aspiraţie a conductei, m³/s ;

p — coeficientul de infiltraţie a aerului pe lungimea L ;

D — diametrul conductei, m ;

K_0 — coeficientul specific de etanşeitate :

$K_0 = 0{,}001 \div 0{,}002$ îmbinare foarte bună cu flanşe ;

$K_0 = 0{,}003 \div 0{,}005$ îmbinare bună cu flanşe ;

$K_0 = 0{,}006 \div 0{,}007$ îmbinare medie ;

$K_0 = 0{,}008 \div 0{,}01$ îmbinare necorespunzătoare ;

m — lungimea unui element de conductă (între flanşe), m ;

L — lungimea conductei de acelaşi diametru, măsurată de la gura de aspiraţie, m ;

R_0 — rezistenţa aerodinamică specifică, Kilomurgues/m :

$R = 0{,}00211$ peutru Ø 950 ;

$R_0 = 0{,}02$ pentru Ø 635 ;

$R_0 = 0{,}073$ pentru Ø 500 ;

R_0 se poate calcula cu formula $R_0 = \frac{\alpha P}{S^3}$

α reprezintă coeficientul de frecare ;

P — perimetrul conductei, m ;

S — secţiunea conductei, m² ;

H_L — rezistenţa pe care o opune coloana pe distanţa L la trecerea aerului sau depresiunea ce ar trebui creată pentru învingerea acestei rezistenţe, mm C.A.;

Q_m — debitul de aer mediu corespunzător distanței L, m³/s ; Q_m se calculează fie cu formula mediei geometrice (după Voronin $Q_m = \sqrt{Q_0 Q_L}$), fie cu formula mediei aritmetice (după Skocinski $Q_m = \frac{Q_0 + Q_L}{2}$).

Metoda de rezolvare bazată pe formulele de mai sus este satisfăcătoare pentru distanțe nu prea mari și pentru o etanșeitate cît mai bună a coloanei. Pentru a se vedea în ce măsură această metodă este acceptabilă, se vor lua două exemple, *a* și *b* :

a) $D = 635$ mm ; L = 1 000 m ; $Q_0 = 1$ m³/s ; $K_0 = 0{,}001$ (îmbinare foarte etanșă) m = = 3 m ;

Rezultă $p = \left(\frac{1}{3} \times \frac{0{,}635 \times 0{,}001}{3} 1000 \sqrt{0{,}02 \times 1000} + 1\right)^2 = 1{,}73$;

$$Q_L = q_0 p = 1 \times 1{,}73 = 1{,}73 \text{ m}^3/\text{s}.$$

Calcularea lui H_L folosind ca debit mediu acela dat de :

— media geometrică $H_L = 0{,}02 \times 1000 \times 1 \times \times 1{,}73 = 34{,}6$ mm C. A.

— media aritmetică $H_L = 0{,}02 \times 1\,000 \times \times \left(\frac{1 + 1{,}73}{2}\right)^2 = 37{,}2$ mm C.A.

b) $D = 635$ mm ; L = 3 000 m ; $Q_0 = 1$ m³/s ; m = 3

$K_0 = 0{,}007$ (îmbinare mediocră) deci s-a schimbat numai lungimea și etanșeitatea rețelei

$$p = \left(\frac{1}{3} \frac{0{,}635 \times 0{,}007}{3} \times 3\,000 \sqrt{0{,}02 \times 3\,000} + 1\right)^2 = 156$$

$$Q_L = 1 \times 156 = 156 \text{ m}^3/\text{s}.$$

Calcularea lui H_L

— cu media geometrică $H_L = 0{,}02 \times 3\,000 \times \times 1 \times 156 = 9\,360$ mm C.A. ;

— cu media aritmetică $H_L = 0{,}02 \times 3000 \times \times \left(\frac{1 + 156}{2}\right)^2 = 369\,735$ mm C.A.

Primul exemplu a dat rezultate apropiate pentru H_L. Cel de-al doilea însă, a dus la o mare disproporție între rezultate, de îndată ce s-a trecut în domeniul lungimilor mari și al etanșeităților necorespunzătoare. Acest lucru înseamnă că ecuațiile referitoare la Q_m nu sînt aplicabile. Rămîne de asemenea de văzut în ce măsură ecuația lui p este satisfăcătoare.

Se va analiza mai întîi cum se aplică formula depresiunii. Formula clasică $H_L = R_0 LQ^2$ este aplicabilă unei coloane prin care este vehiculat un debit constant Q de-a lungul lungimii L (fără infiltrații). În cazul nostru, Q este variabil și anume continuu crescător o dată cu lungimea L a coloanei.

Autorii au recomandat aici, ca în formula lui H_L să se introducă o valoare medie de calcul Q_m, valoare dată de media aritmetică sau respectiv media geometrică a valorilor Q_0 și Q_L. Dar de ce tocmai media aritmetică sau cea geometrică și nu alte genuri de valori medii (de ex. : media armonică, ponderată, a cuburilor etc.) ? Răspunsul la întrebare îl dă expresia sub care se află mărimea variabilă în formulă. De ex. : în cazul de față $H_L = R_0 LQ^2$, cea mai potrivită medie este media pătratică a valorilor lui Q, adică :

$$Q_m^2 = \frac{\sum_{i=1}^{n} Q_i^2}{n} = \frac{Q_1^2 + Q_2^2 + \ldots Q_n^2}{n}.$$

Practic, se trasează curba lui Q în funcție de L, se împarte abscisa într-un număr n de părți egale, (ex. : 20, 30, 50 etc.) cărora le corespund anumite valori medii Q_1, Q_2, Q_n. Dacă se aplică acum formula pentru fiecare din aceste porțiuni rezultă :

$$H_L = H_1 + H_2 + H_3 = R_0 \frac{L}{n} Q_1^2 + R_0 \frac{L}{n} Q_i^2 = = R_0 L \frac{\sum Q_1^2}{n}$$

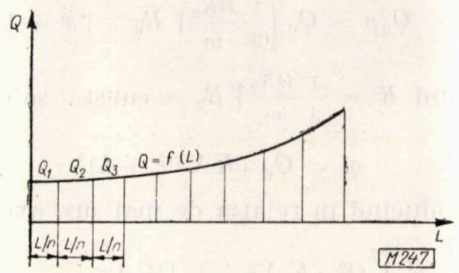


Fig. 1.

Devine astfel clar, că în cazul folosirii debitului mediu de calcul Q_m, cea mai corectă valoare a lui Q_m este media pătratică a valorilor și nu media aritmetică sau geometrică. Folosirea acestora din urmă se poate totuși admite ca formă simplificată de calcul, însă numai în cazul cînd ele duc la rezultate apropiate.

În legătură cu numărul n de părți egale în care trebuie împărțită abscisa, este evident că cu cît n este mai mare cu atît valoarea lui H_L se apropie de valoarea exactă căutată.

La limită, cînd $n \to \infty$, suma se transformă într-o integrală a cărei rezolvare duce la găsirea valorii exacte a lui H_L (în ipoteza că ecuația lui p este bună).

Avînd în vedere că la lungimi mari de coloane, este foarte important a se afla valoarea cît mai exactă a lui H_L, se observă că pentru expresia H_L se va putea utiliza metoda integrării.

Într-adevăr, dacă se consideră o coloană de aeraj aspirantă cu debitul Q_0 la gura de aspirație a tubului, la distanța x, debitul de aer va

fi q_x ca urmare a infiltrațiilor de aer fals colectate (fig. 2).

Dacă se ia un element infinitezimal de conductă cu lungimea dx, elementul infinitezimal

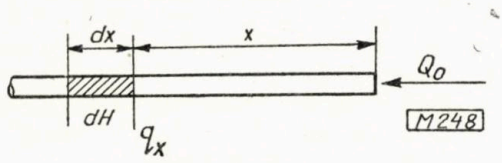


Fig. 2

de rezistență opusă la trecerea aerului pe distanța dx va fi (prin aplicarea formulei clasice $H = R_0 L Q^2$) :

$$dH = R_0\, q_x^2\, dx.$$

Pentru a afla rezistența întregii coloane de lungime L, trebuie însemnate toate rezistențele infinitezimale, deci trebuie făcută integrarea :

$$H_L = \int_0^L R_0 q_x^2\, dx = R_0 \int_0^L q_x^2\, dx. \qquad (2)$$

Aceasta este formula generală. Dacă se acceptă ca bună ecuația lui p, rezultă :

$$q_x = Q_0 p = Q_0 \left(\frac{1}{3}\frac{DK_0}{m}\sqrt{R_0} \times \sqrt{x} + 1\right)^2.$$

Notînd $K = \frac{1}{3}\frac{DK_0}{m}\sqrt{R_0} = \text{const.}$, se obține :

$$q_x = Q_0\,(KX^{3/2} + 1)^2.$$

Introducînd în relația de mai sus, avem :

$$H = R_0 \int_0^L Q_0^2\,(KX^{3/2} + 1)^4\, dx.$$

Se dezvoltă expresia de sub integrală după formula binomului lui Newton :

$$H = R_0 Q_0^2 \int_0^L K^4X^6 + 4K^3X^{9/2} + 6K^2X^3 + 4KX^{3/2} + 1)\, dx.$$

S-a obținut o sumă de integrale imediate. Rezultă :

$$H = R_0\, Q_0^2\, L\left(\frac{K^4}{7}L^6 + \frac{8}{11}K^3L^{9/2} + \frac{3}{2}K^2L^3 + \frac{8}{5}KL^{3/2} + 1\right). \qquad (3)$$

Prin metoda integrării, s-a obținut deci o formulă de calcul exact a lui H (în ipoteza că ecuația lui p este bună).

Urmează să se analizeze în continuare ecuația lui p arătată la început,

$$p = \left(\frac{1}{3}\frac{DK_0L}{m}\sqrt{R_0\,L} + 1\right)^2 \frac{Q_L}{Q_0}.$$

Această relație a fost stabilită de autori pornind de la formula care exprimă că infiltrația de aer este proporțională cu rădăcina pătrată a depresiunii :

$$Q = K_0'\sqrt{h} = \frac{DK_0}{m} L\sqrt{h}.$$

Pentru o lungime infinit mică dL, rezultă :

$$dQ = \frac{DK_0}{m}\sqrt{h}\, dL.$$

S-a înlocuit $h = R_0 L Q_m^2 = R_0 Q Q_0 L$, adică Q_m este dat de media geometrică. Prin integrare s-a ajuns la expresia lui p arătată mai sus. Dar în stabilirea acestei expresii, a fost folosită media geometrică care nu duce la valoarea cea mai exactă, ci la o valoare aproximativă. Se pune astfel problema de a ști care este sfera de valabilitate a ecuației lui p stabilită mai sus. Pentru aceasta este necesar să se stabilească o relație de control a lui p. Astfel trebuie stabilit în mod analog ecuația lui p, folosind în locul mediei geometrice pe cea aritmetică :

$$h = R_0 L Q_m^2 = R_0 L \left(\frac{Q_0 + Q}{2}\right)^2 ;$$

$$dQ = \frac{DK_0}{m}\sqrt{h}\, dL = \frac{DK}{m}\sqrt{R_0\left(\frac{Q + Q_0}{2}\right)^2 L}\, dL ;$$

$$\frac{dQ}{dL} = \frac{DK_0}{2m}\sqrt{R_0 L}\cdot(Q + Q_0).$$

S-a obținut o ecuație diferențială cu variabile separabile.

$$\frac{dQ}{Q + Q_0} = \frac{DK_0}{2m}\sqrt{R_0}\cdot\sqrt{L}\, dL$$

Prin integrarea ecuației se obține :

$$\text{Ln}\,(Q + Q_0) = \frac{DK_0}{2m}\sqrt{R_0}\frac{L^{3/2}}{3/2} + C =$$

$$= \frac{1}{3}\frac{DK_0}{m}\sqrt{R_0}\; L\sqrt{L} + C.$$

Se determină constanta C în condițiile inițiale pentru

$$L = 0 ;\ Q = Q_0$$

$$\text{Ln}\,(Q_0 + Q_0) = O + C.$$

Deci $C = \text{Ln}2Q_0$

Înlocuind în ecuația integrală se obține :

$$\text{Ln}(Q + Q_0) = \frac{1}{3}\frac{DK_0}{m}\sqrt{R_0}\; L\sqrt{L} + \text{Ln}2Q_0$$

și rezultă după cîteva operații :

$$p = \frac{Q}{Q_0} = 2\,e^{\frac{1}{3}\frac{DK}{m}\sqrt{R_0}\; L\sqrt{L}} - 1 \qquad (4)$$

e fiind baza logaritmilor neperieni (e = 2,71828).

Astfel, formulele de calcul au devenit :

$$Q_L = Q_0\left(\frac{1}{3}\frac{DK_0}{m}\sqrt{R_0}\; L\sqrt{L} + 1\right)^2$$

$$Q_L = Q_0 (2\, e^{\frac{1}{3}\frac{DK_0}{m}\sqrt{R_0}\, L\sqrt{L}} - 1)$$

$$H_L = R_0 Q_0^2 L \left(\frac{K^4}{7} L^6 + \frac{8}{11} K^3 L^{9/2} + \frac{3}{2} K^2 L^3 + \right.$$

$$\left. + \frac{8}{5} K L^{3/2} + 1 \right).$$

S-au stabilit deci încă două noi relații pe lîngă prima relație cunoscută. Cea de a doua relație a lui Q_L este o relație de control a primei formule Q_L. Dacă cele două relații ale lui Q_L dau valori apropiate ale debitului, atunci se va continua cu aflarea lui H_L. În caz contrar rezultatele sînt eronate și nu trebuie luate în considerare.

Acest grup de formule poate deci fi folosit pentru calculul aerajului la galerii foarte lungi în condițiile arătate mai sus.

După cum s-a văzut, cele două relații ale lui Q_L fiind stabilite prin utilizarea mediei geometrice și aritmetice, sînt relații aproximative. Relația lui H_L permite calcularea exactă a lui H_L însă cu condiția de a avea și relația lui Q_L exactă.

De aceea, s-a încercat a se stabili o altă relație de calcul pentru Q_L (fig. 3).

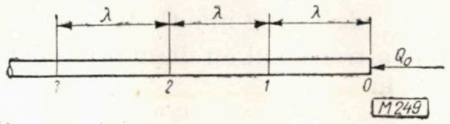


Fig. 3

Se presupune o coloană de aeraj împărțită în n părți egale ($\lambda = 100$ m sau $\lambda = 300$ m etc.). Coeficienții de infiltrație p, aferenți porțiunilor λ vor fi :

$$p_1 = \frac{Q_1}{Q_0};\ p_2 = \frac{Q_2}{Q_1};\ p_3 = \frac{Q_3}{Q_2} \text{ etc., } Q_1, Q_2, Q_3$$

fiind debitele de aer în secțiunile 1, 2, 3 ... la o depresiune care poate atinge valori pînă la 200 mm C.A. (Este bine să se evite soluții cu depresiuni mai mari de 200 mm, deoarece infiltrațiile ar crește simțitor).

Se constată practic prin măsurători că coeficienții p_1, p_2, p_3 la conducte sudate au valori cuprinse între anumite limite foarte apropiate. Practic, se poate considera că $p_1 = p_2 = p_3 = \ldots p$, unde p este o valoare medie, determinată și ea experimental, potrivit anumitor condiții sau parametri ai rețelei. O dată determinată această valoare medie p, se pot stabili noi relații de calcul după cum urmează :

$$Q_1 = pQ_0;\ Q_2 = pQ_1 = p \cdot pQ_0 = p^2 Q_0;$$

$$Q_3 = p \cdot Q_2 = p^3 Q_0.$$

Prin generalizare $Q_n = p^n Q_0$, iar $n = \frac{L}{\lambda}$, deci : $Q_n = Q_0\, p^{\frac{L}{\lambda}}$

La distanța oarecare, x, de gura de aspirație a conductei, ecuația debitului va fi :

$$Q_x = Q_0 \cdot p^{\frac{x}{\lambda}} \qquad (5)$$

p fiind determinat experimental pentru conducta de diametru D, în funcție de tipul de îmbinare ales și pentru porțiunea λ din conductă. Astfel în literatură, vor putea apare coeficienții p determinați experimental, pentru diferiți λ și pentru cîteva moduri de îmbinare la conducte de diametre diferite. Desigur se observă că coeficientul p determinat experimental, va cuprinde influența tuturor factorilor (D, K, m, R_0) exercitată în condiții medii de execuție a flanșelor și respectiv a conductei.

În continuare, stabilirea relației H se va face prin metoda integrării. Se ia un element infinitezimal de conductă dx la care, elementul infinitezimal de rezistență dH este dat de relația :

$$dH = R_0 Q_x^2\, dx \text{ (în baza } H = R_0 L Q^2)$$

Înlocuind $Q_x = Q_0 p^{x/\lambda}$ se obține :

$$dH = R_0 (Q_0 p^{x/\lambda})^2\, dx = R_0 Q_0^2 p^{2x/\lambda} dx.$$

Integrînd se obține :

$$H = R_0 Q_0^2 \int p^{2x/\lambda}\, dx = R_0 Q_0^2 \frac{\lambda}{2} \cdot \frac{1}{\ln \cdot p} \cdot p^{\frac{2x}{\lambda}} + C,$$

unde C este o constantă și $\ln \cdot p$ = logaritm neperian din p.

Se determină C în condițiile inițiale (pentru $x = 0$, $H = O$).

Rezultă :

$$C = -R_0 Q_0^2 \cdot \frac{\lambda}{2} \cdot \frac{1}{\ln \cdot p},$$

$$H_x = R_0 Q_0^2 \cdot \frac{\lambda}{2} \cdot \frac{1}{\ln \cdot p} \left(p^{\frac{2x}{\lambda}} - 1 \right).$$

Pentru a afla pe H pe toată coloana de aeraj de lungime L, se va integra de la O la L și se obține :

$$H_L = R_0 Q_0^2 \frac{\lambda}{2} \cdot \frac{1}{\ln \cdot p} (p^{\frac{2L}{\lambda}} - 1). \qquad (6)$$

În urma acestei analize a metodei obișnuite de rezolvare, se desprind următoarele concluzii :

1. Calculul depresiunii H_L trebuie efectuat prin integrare folosind formula generală (2). Aceasta are două forme particulare și anume :

— formula (3) dacă relația de control (4) admite aplicarea ei ;

— formula (6) dacă se folosesc relațiile (5) și (6), în urma determinării valorii lui P în condițiile rețelei.

2. O altă metodă de rezolvare a aerajului o constituie aplicarea noilor ecuații (5) și (6).

3. La aplicarea formulelor simplificate de calcul, debitul mediu se va calcula nu prin uti-

lizarea mediei aritmetice sau geometrice, ci a formulei mediei pătratice a valorilor.

Calculul preliminar al aerajului la galeria de 5 175 m.

Lungimea galeriei a fost de 5 175 m care trebuia săpată într-un singur front. Mai întîi a fost calculat debitul de aer Q_0, necesar în front. Considerînd că se va utiliza aeraj combinat printr-un sistem format din coloana aspirantă de aeraj, care se dezvoltă concomitent cu săparea galeriei şi dintr-o coloană foarte scurtă de refulare a aerului în front, debitul de aer necesar este dat de formula :

$$Q_0 = 7{,}8 \frac{S}{t} \sqrt[3]{\varphi L^2} = 7{,}8 \frac{7{,}5}{20 \times 60} \sqrt[3]{\frac{30}{7{,}5} \cdot 50^2} =$$

$$= 1{,}05 \text{ m}^3/\text{s},$$

considerînd profilul $S = 7{,}5$ m², timpul de aerisire maxim $t = 20$ min, cantitatea de exploziv 50 kg şi distanţa maximă de la uşa de aeraj la front $L = 50$ m.

Punînd condiţia vitezei minime de 0,15 m/s rezultă :

$$Q_0 = 0{,}15 \; S = 0{,}15 \times 7{,}5 = 1{,}12 \text{ m}^3/\text{s}.$$

Socotind norma de aer proaspăt de 6 m³/min la un muncitor, rezultă din această condiţie (la $n = 15$ muncitori) :

$$Q_0 = \frac{6}{60} \times 15 = 1{,}5 \text{ m}^3/\text{s}.$$

Comparînd cele trei cifre, rezultă că pentru calcul se va lua $Q_0 = 1{,}5$ m³/s.

În cazul adoptării sistemului de aeraj aspirant sau refulant, debitul de aer Q_0 se va calcula în consecinţă cu formulele furnizate de literatura de specialitate.

Calculul reţelei aspirante de aeraj. Acesta este de fapt miezul problemei. Coloana va avea în final lungimea de 5 175 m (pentru calcul s-a rotunjit la 5 200 m), iar aceasta va fi deservită de mai multe ventilatoare. Trebuie determinat diametrul reţelei de aeraj, numărul de ventilatoare şi ce fel de ventilatoare vor deservi reţeaua.

Studiind diferite moduri de îmbinare ale conductelor, recomandate de literatura de specialitate, precum şi datele în legătură cu infiltraţiile de aer fals pe conducte, s-a stabilit că reţeaua se va executa din tablă de 2 mm grosime cu îmbinare numai prin sudură. Astfel eliminînd flanşele se elimină punctele cele mai vulnerabile la infiltraţiile de aer fals. Sistemul adoptat a permis realizarea aerajului cu infiltraţii de aer mici şi pe lîngă aceasta este economic în raport cu oricare sistem de îmbinare cu flanşe.

La calculul reţelei de aeraj, pentru a se aplica formulele (5) şi (6), este necesar mai întîi a se cunoaşte coeficienţii p la diferite reţele de aeraj, pentru anumiţi λ. Neavînd aceşti coeficienţi furnizaţi prin măsurători, aceştia s-au determinat mai întîi teoretic, urmînd a fi apoi verificaţi şi corectaţi pe reţeaua ce urma să se execute.

Determinarea acestora s-a făcut aplicînd formula (1) pentru p la un $\lambda = 100$ m şi corectînd valoarea în baza formulei $Q = K'_0 \sqrt{h}$ pentru o depresiune medie de 120 mm C.A.

Această corecţie este necesară, deoarece p determinat pentru $\lambda = 100$ m, ar fi valabil în condiţii de depresiune foarte mică (circa 10÷20 mm C.A.). Astfel, a rezultat pentru reţea de diametru 500, 635 şi 950, respectiv coeficienţii $p_{500} = 1{,}06$; $p_{635} = 1{,}053$; $p_{950} = 1{,}02$. Făcînd sondaje cu formulele (5) şi (6) în privinţa soluţiei optime, s-a stabilit reţeaua compusă din :

$$\varnothing\, 950\text{m} = 3\,200 \text{ m} ; \; \varnothing\, 635 \text{ m} = 1\,250 \text{ m} ;$$
$$\varnothing\, 500 \text{ m} = 750 \text{ m}$$

Aplicînd ecuaţiile arătate rezultă :

— Pentru tronsonul cu diametrul de 500 mm $l = 750$ m.

$$Q_{750} = 1{,}5 \times 1{,}06^{\frac{750}{100}} = 2{,}32 \text{ m}^3/\text{s},$$

$$H_{0-750} = 0{,}073 \times 1{,}5^2 \int_0^{750} 1{,}06^{\frac{2x}{100}}$$

$$dx = 192 \text{ mm C. A.}$$

— Pentru tronsonul cu diametrul de 635 mm $l = 1\,250$ m

$$Q_{2000} = 2{,}32 \times 1{,}053^{\frac{1250}{100}} = 4{,}45 \text{ m}^3/\text{s},$$

$$H_{750-2000} = 0{,}02 \times 2{,}32^2 \int_0^{1250} 1{,}053^{\frac{2x}{100}} \, dx =$$

$$= 274\text{mm C.A.}$$

— Pentru tronsonul cu diametrul de 950 mm $l = 3\,200$ m

$$Q_{5200} = 4{,}45 \times 1{,}02^{\frac{3200}{100}} = 8{,}4 \text{ m}^3/\text{s},$$

$$H_{2000-5200} = 0{,}00211 + 4{,}45^2 \int_0^{3\,200} 1{,}02^{\frac{2x}{100}} \, dx =$$

$$= 267 \text{ mm C.A.}$$

Depresiunea totală a reţelei :

$H_{0-5200} = 192 + 274 + 267 = 733$ mm C.A. Debitul în front $Q_0 = 1{,}5$ m³/s, debitul final 8,4 m³/s.

De aici a rezultat că aerajul se poate rezolva cu ventilatorul existent Sirocco nr. 12 1/2 şi două ventilatoare Prohodka 600 (v. caracteristici în figurile 4, 5 şi 6).

Soluţia dată este o soluţie preliminară, dar nu riguros exactă deoarece coeficienţii p au fost preliminaţi adică determinaţi în mod teoretic. Soluţia aceasta urmează să fie corectată după ce s-au executat circa 10 % din reţeaua de aeraj cînd coeficienţii p se determină prin măsurători

și se reintroduc în formule. În felul acesta se ajunge la soluția definitivă cînd a fost executată numai 10% din rețea. Pe parcurs apoi, în timpul funcționării, rețeaua se verifică periodic

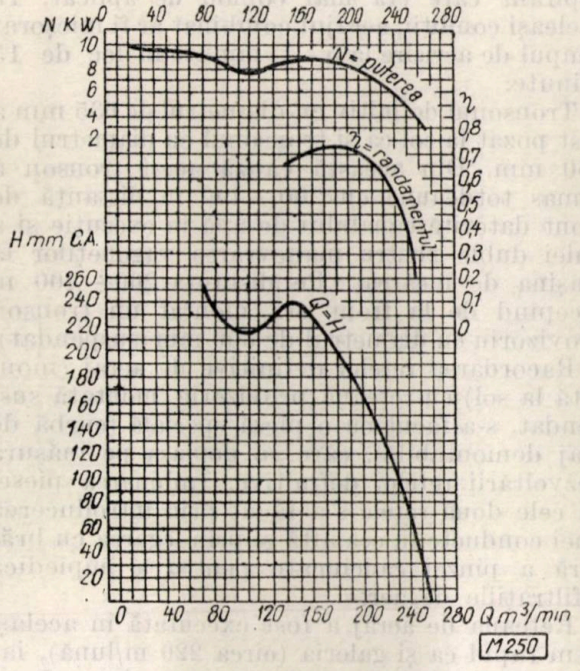


Fig. 4. Caracteristicile ventilatorului Prohodka 500—2M.

din 500 în 500 m, în timp ce se dezvoltă concomitent cu săparea galeriei.

Despre măsurătorile efectuate la rețeaua de aeraj de 5 175 m și modul de realizare

a) *Modul de lucru.* La tronsonul cu diametrul de 950 mm s-a făcut un volum mare de măsurători prin care s-au verificat coeficienții rețelei și în general comportarea acesteia pe măsură ce a crescut lungimea ei. Rețeaua a fost executată, așa cum s-a arătat la început, din tablă de oțel de 2 mm, asamblare numai prin sudură. După cum se va vedea din măsurători, la acest tip de îmbinare infiltrațiile de aer au fost foarte mici.

Pe tronsonul cu diametrul de 950 mm s-au executat șapte stații de măsurare (cîte două orificii cu diametrul de 20 mm cu capac dispuse după două diametre perpendiculare, care permit introducerea tubului Pitot și transmiterea presiunilor după cele două direcții).

În tabela 1 se dau rezultatele măsurătorilor făcute în ianuarie 1960 la cele șapte stații (pe fiecare direcție s-au măsurat presiunile dinamice în 21 puncte).

Dintre măsurătorile făcute, cele din stația 5 nu sînt normale, deoarece debitul apare mai mic decît în stațiile anterioare. Acest lucru se explică fie prin dereglarea aparatului, fie prin existența unei deformații a canalului lîngă stație care a modificat distribuția cîmpului de viteze.

Tabela 1

Nr. stației	Distanța stației față de gura galeriei	Debitul măsurat în stație, m³/s	$H_{stație}$ mm C. A.	Temperatura aerului în conductă, ° C
1	31	5,8093	158,64	12
2	269	5,8038	142,79	13
3	400	5,800	132,50	14
4	719	5,792	108,11	14,5
5	883	5,651	95,03	15
6	1 799	5,7657	34,36	16
7	2 031	5,760	18,01	16,2

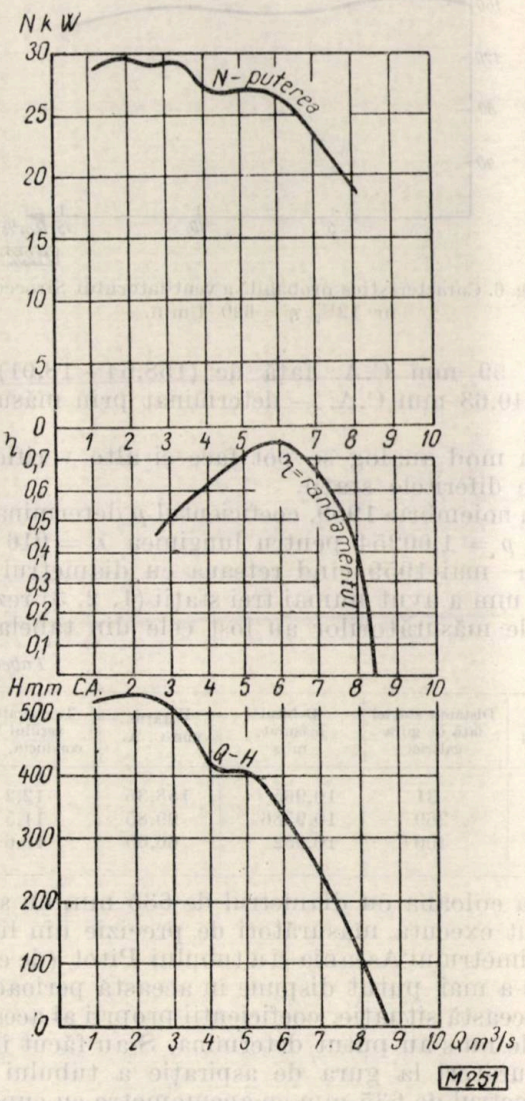


Fig. 5. Caracteristicile ventilatorului Prohodka 600

Se va lua p între stația 6—7.

$p_{6-7} = \frac{Q_6}{Q_7} = \frac{5,7657}{5,76} = 1,001$ pentru lungimea

$\lambda = 2\,031 - 1\,799 = 232$ m.

Pentru a afla analitic debitul în stația 1 și rez. H_1 se aplică formulele :

$Q_1 = Q_7\, p^{\frac{L}{\lambda}} = 5,76 \times 1,001^{\frac{2\,000}{232}} = 5,8102$ m³/s,

$$H_1 = R_0 Q_7^2 \frac{\lambda}{2} \cdot \frac{1}{\ln . p} (p^{\frac{2L}{\lambda}} - 1) = 0{,}00211 \times 5{,}76^2 \times$$

$$\times \frac{232}{2} \times \frac{1}{\ln . 1{,}001} (1{,}001^{\frac{4\,000}{232}} - 1) = 141{,}59 \text{ mm C.A.}$$

Deci Q_1 calculat este 5,8102 față de 5,8093 determinat prin măsurători, iar H_1 calculat este

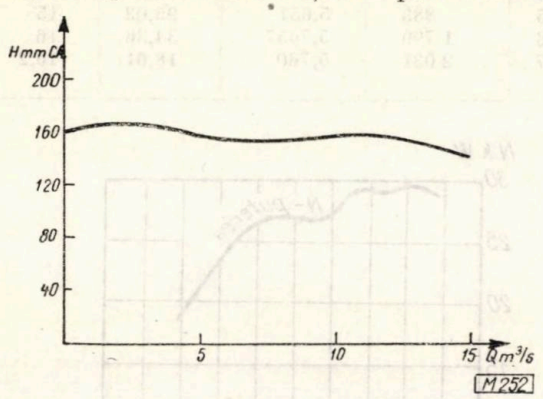


Fig. 6. Caracteristica probabilă a ventilatorului Sirocco nr $12^1/_2$ η = 620 t/min.

141, 59 mm C.A. față de (158,64 — 18,01) = = 140,63 mm C.A. — determinat prin măsurători.

În mod analog se pot face și alte verificări între diferitele stații.

În noiembrie 1959, coeficientul p determinat a fost $p = 1{,}00254$ pentru lungimea $\lambda = 916$ m.

În mai 1959 cînd rețeaua cu diametrul de 950 mm a avut numai trei stații (1, 2, 3) rezultatele măsurătorilor au fost cele din tabela 2.

Tabela 2

Nr. stației	Distanța stației față de gura galeriei	Debitul măsurat, m³/s	$H_{stație}$ mm C. A.	Temperatura aerului în conductă, °C.
1	31	10,965	158,35	12,2
2	269	10,9586	99,85	11,5
3	400	10,952	66,65	10,6

La coloana cu diametrul de 635 mm nu s-au putut executa măsurători de precizie din lipsa minimetrului Ascania și a tubului Pitot (de care nu s-a mai putut dispune în această perioadă). În această situație, coeficienții proprii ai acestei rețele nu s-au putut determina. S-au făcut însă măsurători la gura de aspirație a tubului cu diametrul de 635 mm cu anemometre cu cupe și rezultatele au fost :

— la distanța de 4 450 m debitul 2,88 m³/s ;
— la distanța de 4 735 m debitul 2,56 m³/s ;
— la distanța de 4 900 m debitul 2,16 m³/s.

Aerajul frontului de lucru s-a realizat în 10 și maximum 15 minute pînă la terminarea săpării galeriei.

Rețeaua de aeraj așa cum a funcționat la săparea ultimilor 1 800 m a fost compusă din : Ø 950 mm, L = 3 330 m și Ø 635 mm, L variabil (pînă la 1 700 m) și Ø 500 mm, L = 200 ÷ 400 m lîngă front. Aerajul combinat nu s-a realizat niciodată în timpul săpării galeriei, ci s-a lucrat numai cu aeraj aspirant, pentru că s-a considerat suficient de bun rezultatul obținut cu aerajul aspirant care era mai comod de aplicat. În aceleași condiții, aerajul combinat ar fi micșorat timpul de aerisire la 5 — 7 minute în loc de 15 minute.

Tronsonul definitiv cu diametrul de 635 mm a fost pozat la sol ca și tronsonul cu diametrul de 950 mm. Din această cauză acest tronson a rămas totdeauna cu 200 ÷ 400 m distanță de front datorită canalului de apă în execuție și a liniei duble pentru manevrarea vagonetilor la mașina de încărcat. Pe distanța 200 ÷ 400 m începînd de la front era montat un tronson provizoriu cu diametrul de 500 mm (suspendat).

Racordarea rețelei definitive de aeraj (montată la sol) cu rețeaua provizorie montată suspendat, s-a făcut cu o piesă specială (curbă de etaj demontabilă), care se deplasa pe măsura dezvoltării rețelei definitive. Îmbinarea piesei cu cele două rețele s-a făcut prin introducerea unei conducte în cealaltă și prin legarea cu brățară a pînzei cauciucate pentru a împiedica infiltrațiile de aer.

Rețeaua de aeraj a fost executată în același ritm rapid ca și galeria (circa 220 m/lună), iar la început, cînd decalajul era mare între front și rețeaua definitivă, s-au executat și pînă la 600 m/lună.

Execuția rețelei s-a făcut în condiții dificile pentru că rețeaua trebuia să fie extinsă, dar în același timp să asigure și aerajul galeriei. Pe de altă parte, adăugarea tronsoanelor noi la rețea trebuia făcută rapid, astfel încît să se încadreze în ciclul de avansare care dura 4 ore.

Consumul de tablă de oțel la rețeaua de aeraj a fost :

— pentru tronsonul cu diametrul de 950 mm L = 3 330 m tablă de 2 mm — 3 m²/m 160 t ;
— pentru tronsonul cu diametrul de 635 mm L = 1 700 m tablă de 1,5 și 2 mm — 2 m²/m 45 t ;
— pentru tronsonul cu diametrul de 500 mm L = 200 ÷ 400 m tablă de 1 mm 7 t ;

Total 212 t

Îmbinarea s-a făcut numai prin sudură executînd un perclu (fig. 8), care are un rol important în rigidizarea rețelei, nepermițînd turtirea conductei. Se executau la gura galeriei, tronsonul de 6 m, se transportau la locul de montaj unde se executau tronsoane de circa 30 m și apoi acestea se asamblau la rețeaua definitivă.

Locurile unde rețeaua a prezentat puncte de infiltrație a aerului s-au detectat ușor cu lampa de carbid observînd filarea flăcării sau prin observarea depunerilor de praf sau cu urechea liberă.

După ce s-a terminat executarea galeriei, rețeaua de aeraj poate fi reutilizată la alte

lucrări. Demontarea se face prin tăierea oxiacetilenică a rețelei la un perclu în tronsoane de 6÷10 m după cum permit condițiile de transport către noua lucrare.

Rețeaua de aeraj a fost deservită de ventilatorul centrifugal Sirocco nr. 12 $^1/_2$ ca ventilator

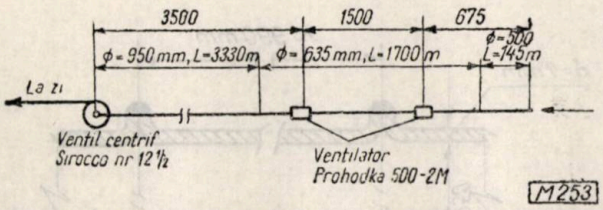


Fig. 7. Schema instalației de aeraj realizată la săparea galeriei de 5 175 m.

principal montat la suprafață și de două ventilatoare Prohodka 500-2M ca ventilatoare secundare (montate la distanțe de 3 500 și 4 500 m). Pînă la săparea a 4 500 m, rețeaua a fost deservită de ventilatorul Sirocco și un ventilator Prohodka 500-2M.

Au fost și situații anormale în aeraj și anume cînd nu se începuse executarea rețelei definitive de aeraj și cînd erau executați circa 1 300 m de galerie.

Rețeaua de aeraj provizorie cu diametrul de 500 mm montată pe această lungime a fost deservită de 3 ventilatoare Prohodka 500 și nu se realiza încă un aeraj satisfăcător. Ventilatorul Sirocco și-a menținut depresiunea în jurul cifrei de 160 mm C.A. în cursul funcționării. Debitul său s-a micșorat de la 13 m^3/s pînă la 3,5 m^3/s pe măsura dezvoltării rețelei definitive de la 0÷5 175 m. Turația ventilatorului a fost de 620 t/min (fig. 6).

b) *Despre metodica măsurătorilor.* Aparatele folosite la măsurători au fost minimetrul Ascania funcționînd cu apă distilată sau alcool, tubul Pitot, termometru cu mercur, psihrometru, barometru aneroid, tahometru, cronometru și anemometre cu cupe și palete.

Determinarea debitului de aer într-o secțiune s-a făcut citind presiunile dinamice într-o secțiune în 42 puncte (21 după diametrul orizontal și 21 puncte pe diametrul vertical). S-a întocmit apoi diagrama presiunilor dinamice, s-au ridicat razele baricentrice și corespunzător acestora s-au obținut presiunile dinamice. Debitul de aer s-a obținut însumînd rădăcinile patrate ale presiunilor dinamice astfel determinate și aplicînd corecțiile necesare (presiune, temperatură, umiditate etc.).

Rezistența unei porțiuni de coloană dintre două stații s-a determinat făcînd diferența dintre presiunile statice citite în cele două stații.

Precizia minimetrului Ascania a fost de 0,02 mm.

c) *Despre părțile pozitive și negative ale rețelei de aeraj de 5 175 m.* Părți pozitive :

— Executarea rețelei de aeraj definitivă (Ø 950 mm și Ø 635 mm în condiții de etanșeitate foarte bună. S-a acordat o atenție deosebită acestei probleme).

— Confecționarea tuburilor de aeraj la gura galeriei în tronsoane, ceea ce a permis realizarea unei etanșeități și mai bune decît în cazul confecționării la uzine cînd transportul și manipulările erau cauza unor deteriorări nepermise.

— Protejarea cu lac de bitum contra coroziunii, a conductei de aeraj în exterior și mai ales în interior unde ruginirea rapidă a conductei duce la mărirea rezistenței specifice.

— S-au creat de către s**ctorul** de execuție toate condițiile necesare **efectuării** măsurătorilor.

— Punctele de sudură au fost etanșate cu un chit special obținut din smoală, vaselină și motorină.

Părți negative :

— Nu a fost eliminată rețeaua provizorie cu diametrul de 500 (200÷400 m) ceea ce a dus la menținerea în funcțiune a ventilatorului Sirocco.

— Nu s-a realizat aerajul combinat care ar fi avut un efect superior celui aspirant, micșorînd timpul de aerisire de la 15 minute la 5—7 minute.

— Ventilatorul Sirocco a fost legat rigid cu rețeaua de aeraj, astfel vibrațiile sale s-au transmis rețelei și a creat, cu timpul, noi puncte de infiltrație a aerului.

— Nu s-a putut realiza măcar parțial confecționarea rețelei din tablă de P.C.V. (policlorură de vinil) ceea ce ar fi dus la economisirea unor mari cantități de tablă de oțel (200 t).

Soluția definitivă în baza coeficienților determinați prin măsurători

După executarea a 2 000 m cu diametrul de 950 în baza soluției preliminare, s-au executat un număr mare de măsurători determinînd practic coeficienții rețelei și urmărind îndeaproape comportarea rețelei de aeraj.

În urma determinărilor făcute, în calcule s-au aplicat formulele arătate, unde $P_{635}=1{,}014$ pentru $\lambda = 100$ m și $P_{950} = 1{,}00254$ pentru $\lambda = 916$ m (pentru diametrele 950 mm și respectiv 635 mm). De asemenea s-a recalculat un nou debit de aer în front, corespunzător aerajului aspirant care era practicat. Calculele se redau mai jos :

$$Q_{fr} = 18\,\frac{7{,}5}{15\times 60}\sqrt{\frac{30}{7{,}5}\times 82} = 2{,}5\ \text{m}^3/\text{s}.$$

S-a admis introducerea în calcule a acestui debit, deoarece datorită etanșeității realizate, nu se influențează prea mult cifrele finale (Q și H). În caz contrariu, s-ar fi luat măsuri pentru practicarea numai a aerajului combinat care necesită debit de aer în front mai mic și deci Q și H mai mici.

La tronsonul cu diametrul de 635 mm, L = = 1 800 rezultă :

$$Q_{1\,800} = 2{,}5 \times 1{,}014^{\frac{1\,800}{100}} = 3{,}21 \text{m}^3/_s.$$

$$H_{0-1\,800} = 0{,}02 \times 2{,}5^2 \int_0^{1\,800} 1{,}014^{\frac{2x}{100}}\, dx =$$

$$= 293 \text{ mm C.A.}$$

Tronsonul cu diametrul de 950 mm, L = = 3 330 rezultă :

$$H_{1800-5130} = 0{,}0021 \times 3{,}21^2 \int_0^{3\,330} 1{,}00254^{\frac{2x}{916}}\, dx =$$

$$= 73 \text{ mm C.A.},$$

$$Q_{5\,130} = 3{,}21 \times 1{,}00254^{\frac{3\,330}{916}} = 3{,}24 \text{ m}^3/_s.$$

Rezistența totală a rețelei este :

$H_{0-5\,130} = 293 + 73 = 366$ mm C.A.

După cum se observă, datorită unei etanșeități foarte mari realizate la rețea, infiltrațiile au fost mici și deci pierderea de presiune a devenit mai mică decît aceea preliminată inițial.

Cercetînd curbele caracteristice ale ventilatoarelor se observă că în rețea este suficient a se monta două ventilatoare Prohodka 500-2M. Așa a fost definitivată soluția. Avînd în vedere că ventilatorul Sirocco se găsea deja montat chiar înainte de a se da soluția preliminară, s-a considerat că acest ventilator poate rămîne în repaus ca ventilator de rezervă (cu condiția executării rețelei definitive pînă la front). Cum însă rețeaua provizorie cu diametrul de 500 mm nu a putut fi eliminată (200÷400 m), ventilatorul Sirocco a fost menținut în funcțiune. O avarie survenită la acest ventilator a obligat scoaterea lui din funcțiune pe 3 zile. În acest interval de timp cele două ventilatoare Prohodka 500 au funcționat satisfăcător realizînd aerisirea frontului în 30 minute.

În legătură cu aspectul economic al soluțiilor, acesta trebuie studiat analizînd factorii care intervin (investiții, exploatare).

În cazul problemei de față rolul hotărîtor îl are consumul de energie electrică. Un exemplu concludent în această privință îl oferă săparea tunelului hidrocentralei Bicaz. Aici s-au executat două galerii în fund de sac de cîte 2 400 m (săparea executîndu-se în două fronturi). Pentru a aspira 1,2 m³/s din front, avînd debit final 4,17 m³/s la fiecare galerie, s-a executat soluția :

— 2 rețele cu diametrul 635 mm pe toată lungimea fiecărei galerii ;

— 4 ventilatoare centrifugale și 36 ventilatoare axiale a cîte 15 000 m³/h fiecare (v. aerajul tunelurilor și a galeriilor subterane — Experiența săpării tunelului hidrocentralei „V. I. Lenin" de la Bicaz, IDT, 1958).

În această lucrare nu sînt specificate puterile ventilatoarelor alese, dar dacă se face o evaluare, puterea totală depășește 500 kW. De aici rezultă că cheltuielile anuale cu energia electrică consumată se ridică la peste 4 milioane lei. În cazul unei soluții analoage cu aceea

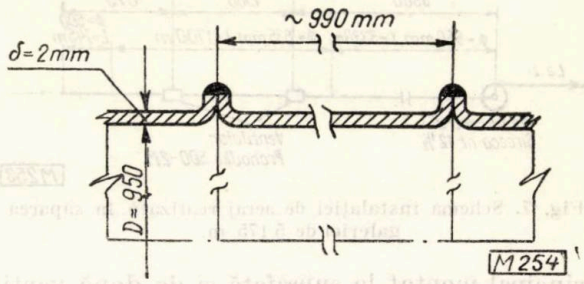


Fig. 8. Asamblarea rețelei prin sudură.

realizată, puterea necesară poate și trebuie să fie sub 60 kW. În acest caz, consumul de energie electrică este de 10 ori mai mic. De aici se trage concluzia, că la adoptarea unei anumite soluții privind aerajul galeriilor în fund de sac foarte lungi, trebuie făcut calculul tehnico-economic și tendința trebuie să fie realizarea aerajului cu puteri cît mai mici.

În caz contrar, cheltuielile aferente aerajului privind consumul de energie electrică ating valori pînă la 20% din costul lucrării. La galeria despre care este vorba, aceste cheltuieli au fost 2,7÷3,3%.

În soluțiile care s-au dat la rezolvarea aerajului galeriilor în fund de sac de lung metraj, la cei mai mulți autori, există îndoiala că realizarea aerajului s-ar putea face cu puteri instalate mici. Pe lîngă aceasta este răspîndită concepția greșită că rolul hotărîtor în realizarea aerajului l-ar avea ventilatoarele și că rețeaua de aeraj ar juca un rol secundar. Recenta realizare descrisă mai sus ca și calculele, arată că situația se prezintă invers. Rolul principal îi revine rețelei care impune alegerea ventilatoarelor corespunzătoare. Numai o rețea corect dimensionată și realizată în condițiile de etanșeitate impuse de calcul, permite adoptarea ventilatoarelor de mică putere și puține ca număr.

BIBLIOGRAFIE

[1] Skocinski, A. A. și Komarov, V. B. *Aerajul minier*. Traducere lb. rusă, Editura tehnica București, 1951.

[2] * * * *Manualul inginerului de mine*. Vol. VI, Editura tehnică, București 1956.

[3] Jumahov, V. *Ventilatoare de mină*. Editura tehnica, București, 1956.

[4] * * * *Aerajul tunelurilor și a galeriilor subterane. Săparea tunelului hidrocentralei Bicaz*. I.D.T. București, 1957.

Sesiunea de referate și comunicări științifice a Institutului de cercetări miniere

În perioada 4—6 aprilie 1963 s-a desfășurat în București în sala mică a Palatului R.P.R., sesiunea de referate și comunicări științifice a Institutului de cercetări miniere.

La sesiune au participat circa 300 delegați de la trusturile și întreprinderile miniere din țară, reprezentanți ai Ministerului Minelor și Energiei Electrice, Comitetului pentru tehnica nouă, Comitetului de stat al planificării, Consiliului Central al Uniunii Sindicatelor Miniere, Comitetului geologic, Institutului de mine din Petroșeni, Institutului politehnic din București, Academiei R.P.R. precum și ai unor institute de cercetări și proiectări din cadrul altor departamente.

Sesiunea a fost deschisă de un cuvînt introductiv al tov. adjunct al ministrului ing. S. Lăzărescu, după care directorul Institutului de cercetări miniere ing. V. Scripăț a prezentat referatul de sinteză: „Cercetările miniere în R.P.R. și sarcinile ICEMIN în cadrul planului de perspectivă al industriei miniere". În continuare ing. Fodor Iosif, ing. Rosinger Paul și ing. Jugureanu Nicolae, directori adjuncți științifici au prezentat un referat privind aportul ICEMIN la introducerea tehnicii noi în industria minieră, a valorificării substanțelor minerale utile și al tehnicii securității și protecției muncii.

Cele 41 referate și comunicări științifice privind rezultatele obținute în cadrul activității de cercetare de ICEMIN și de sectoarele de cercetări din cadrul Trustului minier Baia-Mare și Trustul minier Argeș s-au prezentat în cele șase secții de lucru ale sesiunii, după cum urmează:

Secția I-a: Tehnica minieră

a. Referatul *„Cercetări privind perfecționarea operației de pușcare"* (autori: ing. *Georgescu D.*, ing. *Bădescu I.* și ing. *Palade Al.)* a prezentat metodologia de experimentare și observațiile privind influența unor parametri asupra rezultatelor pușcării, insistîndu-se mai mult asupra eficienței șimburilor cilindrici de pușcare față de șimburii convergenți și asupra pușcării cu amorse cu microîntîrziere, pe baza experiențelor efectuate în galerii și abataje la E.M. Teliuc, E.M. Ghelar, E.M. Barza și I.M. Bocșa.

b. Referatul *„Concluzii tehnice, economice și organizatorice privind metodele de exploatare studiate și propuse pentru unele mine ale T.M. Baia-Mare"* (autori: ing. *Törpeny L.*, ing. *Antonescu V.*, ing. *Kerekes A.* și ing. *Popescu Fl. G.)* a prezentat cazul actual al aplicării diferitelor metode de exploatare din punct de vedere al gradului de extindere și al rezultatelor tehnico-economice obținute. Cercetătorii din cadrul T.M. Baia-Mare au formulat propuneri de îmbunătățire a actualelor metode de exploatare, un interes deosebit prezentînd metoda combinată de exploatare a zăcămîntului Șuior, cea cu felii orizontale și front lung etc.

c. Referatul *„Metode de mare productivitate la exploatarea zăcămintelor de minereuri de fier"* (autori: ing. *Nicolau M.*, ing. *Bădescu I.*, ing. *Benea St.*, ing. *Humă I.*, tehn. *Matyaș I.* și tehn. *Ciobanu D.)* a sintetizat rezultatele obținute în anii 1960—1962 prin experimentarea la E.M. Ghelar și I.M. Bocșa a metodelor de exploatare cu înmagazinare și a celei de galerii de subetaj prin care s-a asigurat, față de metoda cu rambleiere, creșterea productivității muncii de șase ori și reducerea prețului de cost cu 40—70%, fapt care a permis trecerea în prezent la extinderea aplicării acestor noi metode.

d. Referatul *„Metode de susținere a lucrărilor miniere studiate și aplicate în bazinul minier Maramureș"* (autori: ing. *Popescu Fl. G.*, ing. *Curpăn C.*, ing. *Lungu Gh.* și ing. *Csillag A.)* a prezentat rezultatele obținute în minele metalifere prin folosirea elementelor prefabricate din beton, a susținerii cu inele de bolțari, a susținerii metalice și a susținerii prin torcretare.

e. Referatul *„Noi procedee de mecanizare a operațiilor de încărcare și transport în minele de minereuri de fier"* (autori: ing. *Stanciu C.*, ing. *Albu I.*, ing. *Popescu N. C.*, tehn. *Tomescu M.* și tehn. *Tomescu St.)* a prezentat rezultatele experimentării mașinii de încărcat cu siloz basculant, ceea ce în condițiile de la Teliuc a permis realizarea unei productivități în abataj de 10—15 t/post și reducerea prețului de cost.

f. Referatul *„Mecanizarea tăierii și încărcării în abatajele frontale din minele de lignit"* (autori: ing. *Stanciu C.*, ing. *Pop Gh.*, ing. *Segall S.*, ing. *Jurca C.*, ing. *Stoica A.* și ing. *Volvaric N.)* a sintetizat rezultatele experimentării unor combine în diferite bazine de lignit. Cercetările au dovedit că dispozitivele de tăiere cu tambur sînt cele mai corespunzătoare din punctul de vedere al tăierii lignitului, deși produc o cantitate prea mare de material mărunt.

g. Referatul *„Determinarea rezistenței la tăiere a lignitilor cu cuțite de diferite forme"* (autori: ing. *Fodor I.* și *Tökes T.)* a prezentat valorile obținute în laborator prin metoda tensometrică, privind rezistența la frezare și la tăiere lunară a lignitului din diferite bazine.

h. Referatul *„Cercetări privind folosirea susținerii ancorate în lucrările miniere"* (autori: ing. *Alexandru I.*, ing. *Petrescu-Crețu I.* și ing. *Ogîrluci V.)* a cuprins rezultatele experimentării acestui sistem de susținere în diferite mine și în special rezultatele bune obținute la susținerea provizorie a unei galerii de fugă a unei hidrocentrale.

i. Referatele *„Noi rezultate în susținerea metalică cu stîlpi și grinzi a abatajelor cu front lung în minele de lignit"* (autori: ing. *Șandru L.*, ing. *Bădărău Al.*, ing. *Sandu A.*, ing. *Stoica A.*, ing. *Ștefanache M.* și ing. *Titescu P.)* și *„Studii și experimentări privind mecanizarea susținerii metalice în abatajele cu front lung din minele de lignit"* (autori: ing. *Bădărău Al.*, ing. *Georgescu I.*, ing. *Sandu A.*, ing. *Stanciu C.*, ing. *Șandru L.*, ing. *Vasilescu M.* și ing. *Niculescu H.)* au arătat rezultatele obținute folosind stîlpi cu portanță crescîndă, grinzile metalice tubulare și primele rezultate ale experimentării a zece cadre păsitoare cu acționare hidraulică. De remarcat că pe măsura experimentării și stabilirii monografiei corespunzătoare de susținere metalică, minele au extins continuu acest sistem așa fel încît în perioada 1959—1962, lungimea de front susținut metalic în minele de lignit a crescut de la 420 la 2 820 m.

j. Referatul *„Cercetări și rezultate privind asecarea formațiunilor acvifere"* (autori: ing. *Țundrea I.* și ing. *Călin I.)* a sintetizat experiența cercetărilor din cadrul T.M. Argeș în domeniul asecării de mică adîncime și a celei de adîncime pînă la 15 m în culcuș.

k. Referatul *„Traversarea formațiunilor acvifere prin lucrări miniere verticale"* (autori : ing. *Munteanu N.*, ing. *Săvulescu S.* și ing. *Popovici M.*) a prezentat rezultatele obținute la săparea a trei puțuri cu ajutorul truselor tăietoare, înghețare și autoperforare în profil, stabilind domeniul de aplicabilitate în viitor a celor trei metode.

l. Referatul *„Probleme de mecanizare și automatizare studiate pentru unitățile miniere ale T.M. Baia-Mare"* (autori : ing. *Corpade A.*, ing. *Haidinger A.*, ing. *Pop V.*, ing. *Csillag A.*, ing. *Almășan M.* și ing. *Teodorescu V.*) a sintetizat concluziile privind automatizarea stațiilor de pompe, a unor automatizări în cadrul transportului subteran și din uzinele de preparare.

Secția a II-a : Prepararea cărbunilor

S-au prezentat trei referate tratînd : cercetările ce au dus la realizarea primei fabrici de brichete de lignit, rezultatele obținute prin folosirea hidrocicloanelor de joasă tensiune cu medii dense pentru sortarea cărbunilor mărunți și folosirea ClNa ca reactiv de flotație în locul reactivilor fenolici la flotația cărbunilor cocsificabili.

Secția a III-a : Prepararea minereurilor de fier, mangan și nemetalifere

S-au prezentat cinci referate în care s-au analizat cercetările efectuate pentru stabilirea fluxului tehnologic al minereului oolitic de fier de la Căpuș-Cluj, posibilitățile de valorificare a unor minereuri de fier sărace și silicoase, posibilitățile de flotare a minereurilor de fier, mangan și nemetalifere, căile de valorificare a substanțelor minerale nemetalifere din R.P.R. și modul în care s-a stabilit tehnologia de valorificare a rocilor cu disten.

Secția a IV-a : Prepararea minereurilor neferoase, aurifere și săruri

S-au prezentat 11 referate în cadrul cărora au fost expuse cercetările efectuate pentru stabilirea tehnologiei de valorificare a minereurilor complexe de la Leșul Ursului, a unor minereuri cu carbonați de cupru, a decuprării concentratelor de zinc, a flotării colective urmate de separare selectivă, a preconcentrării în suspensii grele, a noilor tehnologii și utilaje de preparare, a tehnologiei complexe de valorificare a sărurilor de potasiu etc.

Secția a V-a : Prepararea chimică a minereurilor și sinteza de reactivi

S-au prezentat patru referate tratînd tehnologia de sinteză și rezultatele obținute cu noi reactivi de preparare sintetizați de ICEMIN, inventarierea elementelor rare și disperse din substanțele minerale utile, rezultatele cercetărilor în domeniul epurării chimice a apelor reziduale și o serie de noi metode de analiza minereurilor.

Secția a VI-a : Tehnica securității miniere

S-au prezentat patru referate privind noile tipuri de explozivi antigrizutoși și rezultatele obținute prin pușcarea antigrizutoasă, noile tipuri de explozivi termorezistenți, rezultatele obținute la combaterea formării prafului de cărbune cu ajutorul apei și o sinteză a celor de îmbunătățire a aerajului în minele metalifere.

★

Discuțiile care au avut loc în urma prezentării referatelor, au arătat că nivelul tehnic al cercetărilor efectuate în cadrul ICEMIN s-au ridicat în ultimul timp, iar ajutorul cercetătorilor la rezolvarea problemelor puse de producție se face tot mai simțit.

În cuvîntul de închidere al sesiunii tov. ministru ing. Bujor Almășan apreciind activitatea ICEMIN a subliniat necesitatea ca pe viitor aceasta să se orienteze spre rezolvarea problemelor majore ale industriei miniere, intensificîndu-se în acest scop colaborarea cu sectoarele de cercetări de pe lîngă trusturi și întreprinderi.

Menționăm că o serie din referatele prezentate în cadrul sesiunii — și în special cele care se referă la valorificarea substanțelor minerale utile — vor fi publicate în întregime în paginile Revistei Minelor.

ing. *Anton P.*

Sesiunea tehnico-științifică a Trustului de prospecțiuni și explorări miniere din cadrul Ministerului Minelor și Energiei Electrice

Între 8 și 11 aprilie a. c. a avut loc a patra sesiune de comunicări științifice și tehnice, organizată de Comisia de Ingineri și Tehnicieni din Trustul de prospecțiuni și explorări miniere (T.P.E.M.). Sesiunea s-a bucurat de larga participare a specialiștilor din instituții care au în sfera lor de preocupări dezvoltarea industriei noastre miniere, pe baza rezervelor de substanțe minerale utile create prin lucrări intense de cercetare geologică.

Deschiderea sesiunii a avut loc în sala mică a Palatului R.P.R.

În ultimii ani, ca urmare a Directivelor celui de-al III-lea Congres al P.M.R., T.P.E.M. și-a mărit activitatea de circa trei ori, efectuînd lucrări de prospecțiuni, explorări și deschideri de mine noi pentru minereuri aurifere și neferoase, minereuri de fier, cărbune, substanțe minerale nemetalifere.

Desfășurînd o activitate complexă, prin lucrări de prospecțiuni geologice și geofizice, lucrări geochimice, lucrări de foraj și hidrogeologice, lucrări miniere și de cercetări de laborator, colectivul de ingineri, tehnicieni și muncitori al T.P.E.M. a avut un aport în clarificarea perspectivelor unor noi regiuni miniere și în mărirea în extindere a rezervelor unor zăcăminte cunoscute.

Importante lucrări de cercetare și de execuție au fost rezolvate în colaborare cu unitățile din Comitetul geologic, cu IPROMIN, ICEMIN și unitățile similare ale M.I.P.C. Realizările colectivului trustului au fost posibile datorită sprijinului efectiv primit din partea M.M.E.E.

Pentru anul 1963 și următorii, sarcinile T.P.E.M. cresc în funcție de intensificarea activității geologice, necesară dezvoltării mari prevăzute în planul de perspectivă pentru industria extractivă de minereuri și cărbuni, ceea ce reclamă o muncă de concepție și de execuție mai intensă din partea întregului colectiv al trustului.

La sesiune au fost prezentate referatele redate pe scurt în cele ce urmează.

1. Îmbunătățirea fundamentării științifice a activității geologice din T.P.E.M. (ing. Ciucurel Emilian, geolog-șef al T.P.E.M.).

Prin îmbunătățirea activității geologice în T.P.E.M. pe linia științifică s-a putut clarifica în mare parte situația rezervelor și perspectivelor principalelor zăcăminte și bazine miniere din R.P.R.

Minereuri de fier. S-au executat lucrări de prospecțiune și explorare în Poiana Ruscă, Munții Harghita, Carpații Meridionali și Banat. Cercetări mai ample au fost efectuate în zonele Teliuc — Ghelar și Lueta. În zona Teliuc — Ghelar, în colaborare cu cercetătorii de la Comitetul geologic, s-a precizat că mineralizațiile sînt legate de prezența unor corpuri dolomitice situate într-un pachet de șisturi tufogene. Pînă în anul 1965 se va termina explorarea preliminară a zonei pe o adîncime de 500—800 m. Se poate afirma pe baza lucrărilor executate că în prezent se cunosc, în linii generale, perspectivele regiunii Poiana Ruscă.

În Munții Harghita, prin explorarea cu foraje, rezervele au crescut foarte mult în ultimii trei ani. În prezent nu sînt cunoscute încă suficient particularitățile mineralizației și ale formațiunilor înconjurătoare; se știe numai că principalele corpuri de minereu sînt localizate la baza aglomeratelor andezitice, la contactul cu formațiuni sedimentare. Printr-o explorare sistematică de detaliu se vor clarifica problemele nesoluționate pînă în prezent.

Minereuri neferoase și auro-argentifere. În Carpații Orientali au fost executate lucrări pe zăcămintele: Burloaia, Fundul Moldovei, Leșul Ursului și Bălan.

Partea superioară a acestor zăcăminte fiind, în general, explorată, este necesară cercetarea lor în adîncime. Deoarece explorarea în profunzime, prin lucrări miniere, apare neeconomicoasă se impune o explorare pe încă 300—500 m în adîncime, cu lucrări de foraj.

Mai sînt necesare studii referitoare la formațiunile sedimentar-vulcanogene și la geneza acestor zăcăminte.

În regiunea Baia-Mare s-au efectuat lucrări de prospecțiune și explorare în vecinătatea zăcămintelor importante din regiune obținîndu-se rezultate pozitive.

S-a organizat prospectarea sistematică și complexă a zonelor cu perspectivă din regiune, s-au îmbunătățit concepțiile referitoare la stabilirea fazelor de erupțiune, s-a urmărit identificarea zonelor afectate de activitatea hidrotermală și temperatura de formare a mineralizațiilor.

Rezultatele importante ale explorării cu foraje au impus extinderea acestei metode de explorare.

Se consideră necesară o generalizare a explorării cu foraje de 200—300 m, în rețea de 200 m, pentru toate zăcămintele din regiune. În a doua etapă se va trece la foraje mai adînci.

În unele cazuri (Băița-Nistru, Baia-Sprie — Șuior, Capnic), executarea unor galerii magistrale a apărut foarte eficace.

Una din problemele esențiale de urmărit în regiune, pentru perioada 1963—1965, o constituie cercetarea importantei fracturi majore din regiunea Baia-Sprie — Șuior.

Șantierele în curs de explorare din Munții Apuseni au fost restrînse la obiective mai însemnate pentru zăcăminte auro-argentifere și complexe.

S-a dovedit că subvulcanii din această regiune prezintă mineralizații industriale cu un caracter genetic specific mezotermal.

Prin metode geochimice, geofizice și mai ales prin foraje, se caută detectarea unor noi subvulcani (ajunși la suprafață prin eroziune sau acoperiți) care au o aureolă însemnată de alterare hidrotermală.

În general, se impune pentru minereuri neferoase și aurifere executarea unor proiecte generale de explorare pe o perioadă mai lungă (2—3 ani), cu scopul măririi eficienței lucrărilor de cercetare.

Cărbuni. Au fost explorate bazinele importante de lignit și cărbune brun. T.P.E.M. întocmește în prezent documentațiile de sinteză respective.

Pentru bazinul de cărbune din Valea Jiului se consideră că faza de explorare se va încheia în 3—4 ani.

O contribuție deosebit de însemnată (cu valoare științifică și practică) o are noua corelare (sincronizare) a stratelor de cărbune din Valea Jiului.

Argile refractare. S-a îmbunătățit metoda de explorare și s-au conturat rezervele necesare industriei. În continuare se vor urmări criteriile de separare a zonelor cu material de calitate superioară.

Disten. S-au pus în evidență importante rezerve; după clarificarea condițiilor de valorificare se vor căuta zone noi.

Săruri de potasiu. S-au obținut rezultate geologice interesante. În funcție de studiile tehnologice, se vor amplifica lucrările de explorare.

2. Date asupra mineralizației de la Cicîrlău, în cadrul perspectivelor zonei de vest a regiunii Baia-Mare (ing. Rădulescu S., geol. Batin V., geol. Chițimuș E., ing. Preda M., geol. Edelștein O., și tehn. Ardeleanu C.)

Se prezintă stratigrafia și tectonica formațiunilor eruptive și sedimentare dezvoltate în domeniul delimitat de văile Ilba și Băița, făcîndu-se totodată referiri asupra evoluției geologice și paleogeografice.

Analizînd problema originii magmelor se consideră că pe lîngă o hypomagmă inițială, un rol important în magmatismul terțiar îl au magmele anatectice, care au generat unii termeni din suita vulcanitelor.

Se expun apoi perspectivele economice ale regiunii, se fac precizări asupra dezvoltării mineralizației. În final se trag concluzii asupra orientării lucrărilor de explorare în special pentru detectarea mineralizațiilor acoperite de formațiuni mai noi.

3. Studiul preliminar asupra variației mineralizației din zăcămîntul Șuior — Baia-Mare (ing. Schill E. și geol. Măldărescu I.)

Mineralele întîlnite în minereul aurifer din zăcămîntul Șuior sînt pirita, marcasita, mispichelul, blenda, galena, tetraedritul, și proustitul, iar în minereul complex — wurtzitul, galena, pirita și marcasita.

Variația mineralizației a fost studiată geochimic, întocmindu-se curbe de egală cantitate de metal (Au și Ag) în filon, curbe de distribuție statistică pentru Au, Ag, Pb, Zn și S și raporturile dintre ele la diferite orizonturi. Concluziile ce se desprind din studiul acestor diagrame arată că aurul este legat în special de sulfurile de fier în părțile superioare și de silice și sulfuri, la nivele situate mai jos. Cu creșterea adîncimii se mărește și concentrația în plumb și zinc.

Temperaturile determinate prin metoda omogenizării incluziunilor lichid-gazoase, paragenezele și modul de prezentare al mineralelor, arată că depunerea mineralizației s-a făcut în faza epitermală.

4. Date asupra mineralizației aurifere din zăcămîntul Borzaș (geol. Bordea R. și geol. Roșu N.)

La Borzaș — Baia-Mare —, în eruptivul terțiar a fost identificat prin lucrări de explorare preliminară, un stoc de minereu aurifer de formă elipsoidală. Limitele stocului sînt însoțite de filoane cu mineralizație asemănătoare. Mineralizația este însoțită de silicifieri și adularizări. Aurul se presupune a fi localizat în cuarț sub formă coloidală.

5. Factorii determinanți ai explorabilității în Munții Metaliferi (ing. Ghițulescu T.)

Indicii de explorabilitate au fost împărțiți conform naturii lor în patru categorii, după cum derivă din structura geologică, alterarea rocilor, metalizarea și informarea minieră.

Structurile eruptive înrădăcinate, care creează condițiile favorabile explorării, au fost împărțite în șase categorii.

Experiența din Munții Metaliferi arată că proiectarea explorării pe baza exclusivă a indicilor de metalizare în aflorimente sau în lucrări vechi este cu totul insuficientă și neconcludentă, căci o bună parte din zăcămintele importante au aflorimente sărace sau sterile.

Indicii de explorabilitate au fost folosiți la întocmirea proiectului de sistematizare a explorării în teritoriul Barza și urmează a fi aplicați pentru proiectul similar referitor la teritoriul E.M. Zlatna.

Prin definirea noțiunii de „explorabilitate a unui zăcământ" și a factorilor sau indicilor care o caracterizează în Munții Metaliferi, s-a urmărit să se supună discuției principiile care să îndrumeze munca de proiectare a lucrărilor geologice și să contribuie la progresul geologiei zăcămintelor metalifere, în special a celor de aur și metale asociate.

6. Date noi asupra mineralizației cuprifere și stanifere din Măgura — Baia-Borșa (prof. Socolescu M., ing. Butucescu N., ing. Popescu T., geol. Drăgilă M., geol. Samoilă I. și geol. Teodorescu D.)

Se trec în revistă caracterele geologice și mineralogice-petrografice ale zonelor mineralizate, insistîndu-se asupra asocierilor casiteritei cu alte minerale. Se arată că a fost determinat repidolitul (un clorit feromagnezian) cu care se asociază frecvent casiterita.

În legătură cu geneza se menționează și se explică unele aspecte ale metamorfismului asupra mineralizațiilor, precizîndu-se caracterul pneumatolitic-hidrotermal al soluțiilor mineralizatoare.

Se prezintă noi date în legătură cu distribuția casiteritei și a unor elemente minore și se menționează încercările tehnologice efectuate de ICEMIN.

Se fac propuneri pentru orientarea lucrărilor viitoare de cercetare geologo-mineralogică și tehnologică.

7. Date noi asupra mineralizației piritoase și cuprifere complexe de la Leșul Ursului (geol. Ionescu-Balea F., geol. Samoilă I. și geol. Isăilă N.)

Se prezintă concluziile datelor obținute de geologi și cercetători în cadrul T.P.E.M. în perimetrele Leșul Ursului, Isipoaia, Crucea și Ostra.

Sînt descrise caracteristicile geologice, mineralogice și petrografice ale celor trei zone mineralizate din perimetrele de mai sus.

În încheiere sînt expuse concluziile genetice.

8. Contribuții la studiul genezei zăcămintelor de sulfuri polimetalice din provincia metalogenetică a Carpaților Orientali (prof. Patriciu V. și ing. Popa I.)

Sînt prezentate argumentele pentru care se atribuie acestor zăcăminte originea efuziv-sedimentară. Depunerile au fost supuse metamorfismului regional, probabil în era asintică. Mobilizările de substanțe și circulația soluțiilor în timpul metamorfismului au dat naștere unor noi asociații de minerale pentru care se propune denumirea de *parahidrotermale*, spre a le deosebi de paragenezele ortohidrotermale (apomagmatice). Reactivări ale circulațiilor de soluții s-au putut repeta în fazele orogenice ulterioare.

Aprofundarea și rezolvarea problemelor structurale și fizico-chimice ale metamorfismului permit a urmări cu mai multă eficiență extinderea mineralizărilor din formațiunile cristalofiliene. În acest sens s-au inițiat cercetări privind raporturile izotopice pentru sulf și plumb, precum și determinări de vîrstă absolută și de magnetism remanent.

În concluzie se propune întocmirea unui proiect de ansamblu pentru sistematizarea cercetărilor pe întreaga unitate structurală purtătoare de zăcăminte de sulfuri polimetalice din Carpații Orientali.

9. Determinarea polarografică a staniului (chim. Alistar C. și chim. Linaru M.)

În scopul stabilirii precise a conținuturilor de staniu puse în evidență de explorările geologice, laboratorul T.P.E.M. a studiat metodele pentru determinarea acestui element. S-a ajuns la concluzia că metoda care satisface toate exigențele, este cea polarografică. Principiul metodei este următorul: izolarea staniului de celelalte elemente prin diferite reacții chimice și determinarea cantitativă prin înregistrare polarografică în mediu de acid clorhidric și reducerea cu acid ascorbic.

Metoda este precisă pînă la conținuturi de 0,01% Sn.

10. Privire de ansamblu asupra geologiei și perspectivele economice ale Văii Jiului (geol. Borș T.)

În alcătuirea stratigrafică a Bazinului Văii Jiului, se disting trei mari unități, fiecare dintre ele fiind alcătuită dintr-o serie de formațiuni geologice cristaline și sedimentare. Relativ la formațiunile geologice se fac completări și precizări privind conturul lor de suprafață, suborizontarea de amănunt, relațiile dintre ele, vîrsta lor și se pune în evidență o serie de noi apariții.

Limitele orizontului productiv marno-argilos au un pronunțat caracter eterocron, ceea ce face să varieze grosimea și numărul stratelor de cărbuni ca urmare a substituirilor de facies.

Din punct de vedere tectonic, bazinul Văii Jiului se suprapune pe o depresiune sinclinorie a fundamentului cristalin. Ulterior s-a format un graben în care se cuprinde cea mai mare parte din actuala arie a bazinului. Falia marginală nordică delimitează grabenul spre nord și prezintă caractere de încălecare tot mai intensă spre vest.

Caracterul de încălecare al faliei marginale nordice poate duce la creșterea rezervelor de cărbune, cu deosebire în jumătatea de vest a bazinului. Aceeași situație se prezintă cu caracter atenuat și zonar, în ceea ce privește falia Jiului, care delimitează grabenul către sud.

Continuarea spre vest, în afara limitelor bazinului, a celor două falii face posibilă legătura lui cu grabenul Cernei.

Se menționează fazele tectonice în care s-a desăvîrșit structura de ansamblu a bazinului.

Identitatea faciesului geologic al formațiunilor din bazinul V. Jiului, bazinul Hațegului, precum și din cele două petice ale unor depozite similare din E. V. Crevedia, sugerează existența în trecut a unei legături între aceste bazine.

Cărbunii din cuprinsul bazinului V. Jiului sînt autohtoni și s-au format într-un mediu mlăștinos lacustru, sub influența unui regim tipic de subsidență.

Geol. Gologan O. prezintă o nouă sincronizare a stratelor de cărbune, pentru cîmpul minier Bărbăteni, făcută pe baza lucrărilor de explorare prin sondaje. În vechea idee a sincronizării stratelor, rezultă că la vest de cîmpul minier Lupeni s-ar fi depus numai stratele de la 1—11. În noua concepție, reiese că au fost depuse stratele de la 1—20, cu absența unora intermediare.

Geol. Stama V. arată modul cum au evoluat lucrările de exploatare în bazinul V. Jiului pentru cunoașterea potențialului economic. Se analizează sumar stratele principale de cărbuni menționîndu-se importanța lor pe fiecare cîmp minier.

In funcție de extinderea stratelor, se menționează rezervele de huilă pe sorturi de cocsificare. Se prezintă importanța economică, a cîmpurilor miniere noi față de stadiul lucrărilor de explorare.

11. Geologia și perspectivele economice ale zăcămîntului de cărbuni Tebea (ing. Popescu C.)

Se indică ca vîrsta complexului cărbunos, tortonian superior, în loc de sarmațian, cum era considerat anterior, precizîndu-se totodată parametrii cantitativi și calitativi ai zăcămîntului, în funcție de geneză și evoluție.

Se dă o interpretare de ansamblu structurii zăcămîntului, care este considerat că face parte dintr-un sinclinal asimetric, faliat în trepte ce coboară de la sud-vest la nord-est. Descifrarea structurii dă posibilitate unei proiectări raționale.

Prin considerarea vîrstei (tortonian superior), precum și identificarea buglovianului pe Valea Negrii, rezultă premize favorabile pentru identificarea complexului cărbunos în zona Ribița.

12. Orientarea polară a carotelor (ing. Popp Mihai și ing. Voronca Alex.)

Orientarea căderii stratelor în sonde se poate obține prin următoarele procedee: pandajmetrie continuă, metoda electromagnetică, carote orientate și orientarea polară a carotelor. Din aceste procedee singură orientarea polară a carotelor poate fi utilizată cu rezultat pozitiv în găurile de diametru mic al sondezelor, celelalte sau nu pot fi practicate din cauză că diametrul găurii este prea mic sau sînt încă în fază experimentală.

Acest procedeu a fost verificat în cadrul T.P.E.M. cu rezultate bune și ca urmare a fost introdus în practica curentă geologică de studiere a carotelor extrase din sondeze.

Cunoașterea căderii stratelor din carote va lămuri mai clar și mai precis structurile geologice și va permite reducerea numărului de sonde necesare explorărilor.

13. Utilizarea teoriei mediilor α în interpretarea unor secțiuni geoelectrice în perimetrele geofizice din regiunea Baia-Mare (ing. Roșca V. și ing. Ianaș M.)

Se prezintă în mod succint teoria mediilor elaborată de prof. Sabba Ștefănescu și o secțiune geoelectrică teoretică, constituită pe baza acestei teorii, cu un centru pentru extremitatea estică a filonului Șuior. Se arată că teoria mediilor α poate juca și rolul unui instrument de reprezentare a fenomenelor geoelectrice.

Ideea este exemplificată cu secțiuni geoelectrice din perimetrele Șuior și Chiuzbaia.

14. Fotoinclinometrul giroscopic (ing. Neagu Fl. și ing. Tutoveanu St.)

Aparatul construit de T.P.E.M. prezintă, față de celelalte tipuri existente în R.P.R., care utilizează principiul magnetic al orientării, avantajul unor măsurători precise în găurile de sondă tubate (de la diametrul de 127 mm în sus), din zăcămintele de fier (magnetită) sau crom, care prin natura lor ecranează busola.

15. Realizări și perspective în vederea îmbunătățirii vitezelor de înaintare în lucrările miniere ale T.P.E.M. (ing. Claudian D.)

În lucrare, se indică procedeele tehnologice și utilajele moderne care formează obiectul unor studii și cercetări experimentale în cadrul T.P.E.M. în vederea realizării unor viteze mărite în cadrul săpării galeriilor de mină. Se aduc exemplificări cu rezultatele deosebite obținute la săparea unei galerii transversale de la Mina Capnic.

16. Despre practica injectărilor cu bentonite în construcții miniere. Impermeabilizarea executată la Tazlău (ing. Amărăscu Ritta și ing. Dima V.)

După o succintă prezentare a proprietăților și a comportării bentonitelor în lucrări de hidroizolare, se expun rezultatele favorabile obținute prin injectări bentonitice, în impermeabilizarea unor puțuri de mină din R. P. Ungară. Se analizează în continuare proprietățile bentonitelor din R.P.R., se indică rezultatele preliminare ale cercetărilor de laborator și se descrie tehnologia injectărilor de bentonită, executate în vederea impermeabilizării puțului de extracție a minei Tazlău.

17. Forajul subteran în întreprinderile T.P.E.M. (ing. Dumitru D. și ing. Rapauzu I.)

Se expun avantajele forajului cu sondeze executat din subteran față de forajul de la suprafață în zonele de explorare geologică unde există și lucrări miniere de mare adîncime.

Se prezintă realizările obținute de T.P.E.M. în perioada anilor 1960—1962 și unele exemple de calcul, care ilustrează eficacitatea economică a acestei metode.

18. Orientarea spre noi construcții ale forajelor de adîncime în bazinul Valea Jiului (ing. Suciu S.)

După o prezentare a evoluției lucrărilor de foraje de explorare în bazinul Văii Jiului, se arată eficiența introducerii unor metode tehnice noi și investițiile necesare acestor lucrări.

19. Din experiența forajului hidrogeologic în problema traversării și tubării stratelor acvifere (ing. Costache Gh.)

Se prezintă condițiile de traversare a stratelor acvifere arătîndu-se influența calității noroiului și influența timpului asupra contactului dintre stratul acvifer și noroiul de foraj.

Pentru evitarea acțiunii dăunătoare a noroiului de foraj asupra stratului acvifer, se arată metodele de lucru pentru stratele cu presiune normală și pentru stratele fără presiune.

★

La ședințele sesiunii au participat circa 300 persoane, iar la discuții — circa 100 de specialiști de la Academia R.P.R., Universitatea București, Institutul de petrol, gaze și geologie, Institutul politehnic București, Comitetul de stat pentru tehnica nouă, Comitetul geologic, Comitetul de stat al apelor, Ministerul Minelor și Energiei Electrice, I.S.E.M., ICEMIN, I.S.P.E., Trustul aurului-Brad, Trustul minier Baia-Mare, Combinatul carbonifer din Valea Jiului, precum și un număr de delegați ai unităților de explorare.

Conducerea Ministerului Minelor și Energiei Electrice prin tovarășul ministru ing. Bujor Almășan a apreciat pozitiv atît nivelul comunicărilor, cît și în general activitatea geologică a Trustului de prospecțiuni și explorări miniere.

Nivelul comunicărilor și participarea numeroasă la discuții au prilejuit un valoros schimb de experiență pentru lucrătorii din activitatea de prospecțiuni și explorări din M.M.E.E. și din alte organizații.

Rezultatele practice obținute și rezultatele științifice ilustrate de sesiunea din acest an, constituie un factor mobilizator în obținerea de noi succese în activitatea geologică a T.P.E.M.

Conferința internațională asupra avansării rapide în abatajele și galeriile din minele de cărbuni

30 septembrie—4 octombrie 1963

Liège—Belgia

Lucrările conferinței au drept scop prezentarea metodelor moderne de lucru din abataje și galerii, a căror aplicare permite asigurarea unor viteze mari de avansare.

Referatele ce urmează a fi prezentate sînt următoarele :

1. W. J. Adcock (Anglia) : Raport statistic.
2. Z. Ajtay (R.P.U.) : Raport statistic.
3. M. Auriol (Franța : Avansarea rapidă în abataje.
4. Z. Bauch (R.S.C.) : Mecanizarea exploatării stratelor subțiri de cărbuni și dare de seamă generală privind avansările rapide în R. S. Cehoslovacă.
5. M. Boegels (Olanda) : Avansarea rapidă a abatajelor din punct de vedere tehnico-economic.
6. M. Borecki și A. Bilinski (R.P.P.) : Influența vitezei de exploatare asupra parametrilor susținerii din abataje.
7. W. Borschel (R.F.G.) : Avantaje și neajunsuri în cazul exploatării în retragere sub aspectul avansării rapide.
8. N. T. Camicia (S.U.A.) : Productivitatea și utilajul minier la minele de cărbuni din Island Creek.
9. T. Cochrane și A. Ignatieff (Canada) : Raport statistic.
10. M. Ellie (Franța) : Săparea rapidă a galeriilor de bază cu ajutorul screperelor.
11. M. Frolov (U.R.S.S.) : Rezultatele cercetării științifice în domeniul avansării rapide a abatajelor și galeriilor în stratele subțiri și de grosime medie.
12. L. Forst și H. Zorychta (Canada) : Exploatarea rapidă cu abataj în retragere în Noua Scoție.
13. M. Gorbacev (U.R.S.S.) : Metode de exploatare intensivă a cărbunilor în stratele groase în U.R.S.S.
14. C. Hochstetter (Austria) : Creșterea vitezei de avansare în exploatările de lignit terțiar.
15. C. Hochstetter (Austria) : Raport statistic.
16. T. W. Hunter (S.U.A.) : Statistica exploatării cărbunilor în S.U.A.
17. Harcenko și Cilin (U.R.S.S.) : Raport statistic.
18. M. Hudosovcev (U.R.S.S.) : Folosirea mecanizării complexe la avansarea rapidă a abatajelor și galeriilor în Donbas.
19. K. Koiwai (Japonia) : Raport statistic.
20. H. Kranefuss (R.F.G.) : Creșterea vitezei de avansare în abataje cu plug în strate subțiri.
21. O. Kuhn (R.F.G.) : Avansarea rapidă a abatajelor și cerințele privind susținerea mecanizată.
22. H. Labasse, J. Boxho și R. Liegeois (Belgia) : Dirijarea presiunii și avansarea rapidă a abatajelor.
23. R. F. Landsdown (Anglia) : Tendințe în scopul realizării unor viteze mari de avansare în abataje.
24. E. Linsel (R.F.G.) : Relația între viteza de avansare și degajările de metan.
25. J. Mercelis și H. van Duyse (Belgia) : Exemple de avansări rapide la minele din Belgia.
26. J. Mills (Anglia) : Probleme practice legate de avansarea rapidă a abatajelor frontale.
27. E. Palowici și J. Buch (S.U.A.) : Exploatarea hidraulică în S.U.A.
28. M. Panov (U.R.S.S.) : Influența vitezelor mari de avansare și a concentrării lucrărilor miniere asupra productivității muncii.
29. L. Pluta și R. Gocman (R.P.P.) : Tendințe în industria carboniferă poloneză în domeniul avansărilor rapide.
30. F. Rey (Franța) : Raport statistic.
31. H. R. Sander (R.F.G.) : Evoluția vitezei de avansare în minele de cărbuni din R.F.G.
32. E. Sauzedde (Franța) : Exploatarea unui strat de cărbuni de 2,4 m grosime.
33. P. Stassen (Belgia) : Sinteza rapoartelor statistice prezentate de diferite țări.
34. Minele Statului din Olanda : Raport statistic.
35. Taverne (Olanda) : Unele aspecte ale săpării rapide a galeriilor.
36. G. C. Trevorrow (S.U.A.) : Practica susținerii ancorate în minele de cărbuni din S.U.A.
37. G. Tsuzuki (Japonia) : Săparea unei galerii de mare secțiune la mina Nakago.
38. M. Verdet (Franța) : Rezultatele și posibilitățile de folosire a combinei Marietta la săparea galeriilor.
39. T. Wakabayashi (Japonia) : Rezultatele exploatării cu susținere mecanizată tip Miike în strate groase.
40. W. H. Walton (Anglia) : Problemele ridicate de avansarea rapidă.
41. A. Wright (Anglia) : Avansarea rapidă a abatajelor și problema susținerii.
42. X (Belgia) : Prima aplicare a mașinii de răpire Joy în bazinul Campine.
43. X (R.D.G.) : Raport statistic.
44. X (Spania) : Raport statistic.

Organizarea conferinței este efectuată de Institutul național al industriei carbonifere din Belgia (INICHAR).

I. I. MĂRCULESCU şi V. V. PROTOPOPESCU : **Preţul de cost în extracţia minieră** (extracţia cărbunelui). Editura de Stat Didactică şi Pedagogică, Bucureşti, 1962.

Apărută în cursul anului 1962 lucrarea sus-menţionată este destinată în deosebi inginerilor care urmează cursurile post universitare — secţia mine — şi este prima de acest gen în ţara noastră.

Autorii lucrării, fiind şi profesori la I.S.E. — Bucureşti, au reuşit s-o redacteze într-un stil clar şi curgător, fiind astfel accesibilă şi lucătorilor din cadrul compartimentelor de preţ de cost de la M.M.E.E. şi pînă la sectoare şi raioane, cît şi conducătorilor de exploatări, întreprinderi, trusturi.

Lucrarea cuprinde opt capitole :

I — structura preţului de cost al producţiei ; II — gospodărirea socialistă şi influenţa ei asupra preţului de cost ; III — sectorizarea producţiei carbonifere ; IV — căile de reducere a preţului de cost ; V — planificarea preţului de cost ; VI — evidenţa cheltuielilor de producţie ; VII — calculaţia preţului de cost al cărbunelui; VIII — analiza preţului de cost în extracţia cărbunelui.

De asemenea, lucrarea mai cuprinde şi un număr de 33 anexe legate de capitolele VI şi VIII.

Fiecare capitol al lucrării este divizat la rîndul său într-un număr de subcapitole şi paragrafe, unde problemele sînt tratate metodic şi analitic, scoţîndu-se în relief cele mai importante aspecte de planificare, evidenţă şi analiză a preţului de cost.

Din cele opt capitole, în mod deosebit reţin atenţia capitolele V, VI şi VIII. În mod special trebuie făcută o menţiune pentru capitolul VIII — tratat la un înalt nivel ştiinţific, şi ceea ce trebuie subliniat, este faptul că fiecare factor şi cauză care determină reducerea sau depăşirea costurilor este analizat în adîncime.

Anumite capitole însă nu au fost suficient dezvoltate şi totodată nu au cuprins unele aspecte, particularităţi ale industriei extractive de cărbune, cu influenţă directă asupra preţului de cost.

Astfel, în cadrul capitolului I, sau separat, trebuia să se trateze particularităţile preţului de cost al cărbunelui, legat de condiţiile naturale: calitatea cărbunelui, înclinarea şi grosimea stratelor, adîncimea de exploatare etc., care impun într-o anumită măsură metodele de exploatare şi nivelul capacităţii de producţie.

Considerăm, de asemenea, că ar fi fost util ca să prezinte diferite date comparative, pe bazine, privind productivitatea stratelor, grosimea lor etc. şi analizată influenţa lor asupra preţului de cost, cît şi preţul de cost pe tona de combustibil convenţional pentru diferite sortimente de cărbune (huilă, cărbune brun, lignit).

Capitolul I deşi este intitulat „Structura preţului de cost" nu cuprinde nici un tabel din care să rezulte structura pe elemente pe total ramură cărbune, fără a mai vorbi despre prezentarea ei în timp şi pe bazine (s-ar fi putut compara de exemplu structura costurilor cărbunelui din Valea Jiului cu a costurilor din cadrul Trustului minier Muntenia). De asemenea, concluzii interesante ar fi rezultat şi din prezentarea structurii costurilor din ţările socialiste, comparativ cu cele din ţara noastră.

Deşi Capitolul IV prezintă căile de reducere a preţului de cost — după principii general valabile pentru toate ramurile — nu sînt scoase în evidenţă căile de reducere specifice industriei carbonifere. Din aceste căi menţionăm : concentrarea transportului producţiei, construirea unor incinte pentru deservirea mai multor mine, reducerea volumului de pregătiri/1 000 t prin schimbarea metodelor de exploatare etc.

Tot la capitolul IV se tratează şi despre scăderea cheltuielilor cu amortizare, fără însă a se aminti de o sursă importantă de reducere, ea constînd în scăderea costurilor lucrărilor de investiţii miniere. Ar fi trebuit deci să se prezinte şi care sînt căile principale de reducere a acestor costuri.

Capitolul V răspunde în cea mai mare măsură obiectivului urmărit: apreciem însă că ar fi util să se exemplifice cifric modul de întocmire al unui plan de preţ de cost — unitar — arătîndu-se corelaţiile dintre formule, cît şi cu celelalte secţiuni ale planului de stat.

Avînd în vedere Directivele Congresului al III-lea al P.M.R., privind introducerea progresului tehnic ca una din cele mai importante căi de reducere a preţului de cost, autorii au căutat să scoată în evidenţă acest fapt, însă numai prin prezentări generale.

De aceea, considerăm că ar fi prezentat interes o tratare unitară a acestor probleme, dacă se analiza eficienţa economică a introducerii tehnicii noi de exemplu pe capitolele planului tehnic : tăierea şi încărcarea cărbunelui şi sterilului la înaintări în galerii (cu combine şi maşini de încărcat), extinderea susţinerii metalice a abatajelor, extinderea susţinerii metalice în galerii.

Exemplificările cifrice sînt mult folosite în lucrare ajutînd într-o mare măsură la înţelegerea şi aprofundarea problemelor, însă unele din ele folosesc elemente care nu sînt aproape de realitate. Astfel la pagina 26 se presupune o îndeplinire a normelor de 150%.

De asemenea, cursul nu este pus de acord cu anumite modificări ce au fost aduse legislaţiei în vigoare. Astfel, la pagina 149 se arată că se fac preliminări pentru recompensa anuală de vechime deşi potrivit circularei CSP, DCS, şi MF nr. 1626/5.IX.1961, acestea se includ în preţul de cost planificat şi efectiv în perioada în care se plătesc.

Lucrarea cuprinde şi anumite date contradictorii. De exemplu : la pagina 91 se subliniază că în industria carboniferă ponderea materialelor reprezintă 11—15% din preţul de cost al cărbunelui, în timp ce la pagina 112 se arată că ponderea materialelor reprezintă din preţul de cost de extracţie (subteran) 11—15%.

În lucrare s-au strecurat şi anumiţi termeni neştiinţifici — formarea preţului de vînzare (pagina 100) în loc de stabilirea preţurilor de vînzare, cota de amortizare (pagina 22) în loc de norma de amortizare. La capitolul VIII (pagina 341) „cota" este indicată ca o mărime relativă, deşi în realitate cota este o mărime absolută, reprezentînd sumele periodice (anuale sau trimestriale) acumulate pînă în momentul scoaterii din uz a fondurilor fixe, în timp ce normele de amortizare sînt procentele anuale de uzură stabilite în mod planificat la valoarea iniţială a fondurilor fixe (Manualul de Economie, Organizare şi Planificarea Industriei Socialiste vol. 1, pagina 478 de C. Pintilie).

Cu toate lipsurile semnalate, lucrarea prof. I. I. Mărculescu şi V. V. Protopopescu reprezintă pentru cadrele din industria carboniferă un bun îndrumar în munca lor de zi cu zi, prin a cărei apariţie s-a completat un gol de mult resimţit în activitatea de planificare, urmărire, evidenţă şi analiza preţului de cost.

Ne îngăduim, de asemenea, să propunem autorilor — întrucît bănuim că la prima ediţie acest lucru nu s-a făcut — ca la următoarea ediţie, pe care o vedem necesară încă de pe acum, macheta cursului să fie trimisă spre consultare şi organelor centrale din M.M.E.E.

Ing. **Nicolescu Jean**

MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1853

Documentare

* * * **Rezultate prealabile despre introducerea plugurilor USB-2 la minele din Donbas** (Predvaritelnîe rezultati vnedrenia strugovîh ustanovok USB-2 na şahtah Donetkovo basseina). Ugol, nr. 3, 1963, p. 40—44, 2 tabele.

Se arată rezultatele favorabile obţinute cu plugul USB-2 în strate de cărbune cu grosimi de la 0,8—1,5 m. Se dau caracteristicile tehnice ale plugului şi condiţiile geologice-miniere, în care a lucrat, se prezintă indicii tehnico-economici ai folosirii plugului în comparaţie cu combinele şi havezele.

Analiza acestor date arată că indicii tehnico-economici sînt mai avantajoşi în cazul folosirii plugurilor.

TRAINIS, V. V. şi RUKOV, E. F. **Hidrotransportul antracitului în bucăţi printr-o suspensie de cărbuni** (Gidrotransport kuskovovo antraţita v ugolnoi suspenzii). Ugol nr. 3, 1963, p. 34—36, 6 diagrame.

Se expun rezultatele obţinute la experimentarea transportului hidraulic al cărubnelui în suspensii vîscoase plastice, formate din apă şi material mărunt de cărbune (0—0,063 mm) cu $\gamma = 1{,}1$ gr/cm^3.

Experienţele din U.R.S.S. şi S.U.A. au arătat că transportul în suspensie are o serie de avantaje importante: reducerea de două ori a preţului de cost pe t/km de transport; eliminarea pierderilor de transport; se menţionează posibilitatea de ardere a suspensiei cu umiditate pînă la 65%.

Acest procedeu permite efectuarea transportului hidraulic la distanţa de 400—1 000 km.

Se recomandă folosirea hidrotransportului pentru cărbuni de mărime de la 6—13 pînă la 50—100 mm.

În diagrame se prezintă rezultatele experimentărilor efectuate.

DOKUKIN, A. V. **Domeniile de folosire a energiei pneumatice la minele de cărbuni** (Oblasti primenenia pnevmaticeskoi energhii v ugolnîh şahtah). Ugol, nr. 3, 1963 p. 9—12.

Cu toate că randamentul general al instalaţiilor pneumatice este foarte redus (circa 10%), totuşi condiţiile specifice miniere geologice şi cerinţele NTS fac ca instalaţiile de acest gen să fie în unele cazuri folosite cu precădere.

Se arată posibilităţile de folosire a energiei pneumatice în condiţii mai eficiente.

Pentru a mări eficienţa se recomandă a se urmări realizarea următoarelor condiţii: mărirea presiunii în reţelele de aer comprimat, asigurîndu-se o presiune de 6—7 at; concentrarea staţiilor de compresoare; aplicarea recomprimării.

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIV **Nr. 7** **IULIE 1963**

СОДЕРЖАНИЕ

Силаш И., Гурэу А., Мургу М., Рэдуцэ Т., Мерча Е., Бэдулеску И., Браниште П: *Об определении оптимального расстояния между разведочными скважинами и горными выработками для рудных месторождений.* Рассматривается методика применения математической статистики для определения расстояния между разведочными скважинами и горными выработками в целях установления запасов месторождения с определенным коэффициентом достоверности.

Статья публикуется в порядке обсуждения.

Михайлович Н: *Оконтуривание рудных месторождений.* Рассматриваются технические и экономические условия оконтуривания рудных месторождений Предложенные формулы дают возможность непосредственных стоимостных расчетов.

Розингер П., Дима С. и Илиеску Лучия: *Исследования по использованию карбонатных руд свинца, меди и цинка.* В статье представлены результаты исследований, по обогащению карбонатных руд свинца, меди и цинка месторождения Сомова, северная Добруджа.

Илие П: *Применение реагентов в виде эмульсий при флотации руд.* Излагаются преимущества применения флотационных реагентов в виде эмульсий и описываются методы эмульсирования реагентов.

Думитру Д. *Применение турбобура малого диаметра при разведочном бурении.* Представлены технические преимущества и экономическая эффективность применения турбобура малого диаметра при бурении разведочных скважин. Отмечается увеличение механической скорости бурении в 4—7 раз по сравнению с вращательным бурением.

Битир П., Мурешан Е. и Мэркуциу И. *Борьба с угольной пылью на шахтах Долины Жиу путем орошения.* Рассматриваются методы борьбы с образованием и взрываемостью угольной пыли путем орошения при процессах взрывания, погрузки и доставки в условиях бассейна Долины Жиу.

ИЗ ОПЫТА ПРЕДПРИЯТИЙ

Тоторча К., Бэбэлэу Д. и Немет Л. *Проветривание глухого забоя при проходке штольни большой длины.* Описан опыт проходки штольни длиной свыше 5 км одним забоем и изложены методы расчета проветривания.

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Silaş, I., Gurău A. und andere: *Betrachtungen über die Auswahl des optimalen Abstandes zwischen den Schürfarbeiten für Erzlagerstätten.* Der Aufsatz behandelt die Anwendungsmethode der Rechnung der mathematischen Statistik zur Feststellung des Abstandes zwischen den Punkten der geologischen Untersuchungen für die Vorratsbestimmung einer Lagerstätte mit einem gewissen Sicherheitskoeffizient.

Mihailovici, N.: *Die Abgrenzung der Erzlagerstätten.* Der Verfasser analysiert einige technische und wirtschaftliche Hauptbedingungen, die im grössten Teil die Definition- und physische Abgrenzungsmöglichkeit der Erzlagerstätten bestimmen. Die vorgeschlagenen analytischen Formeln gestatten eine direkte Werterrechnung dieser Bedingungen. Es werden auch andere anwendbare Verfahren zur Feststellung der technischwirtschaftlichen Bedingungen erwähnt, die für die Abgrenzung der Lagerstätten notwendig sind.

Rosinger, P., Dima, S. und Iliescu Lucia: *Untersuchungen zur Verwertung der Blei-, Zink- und Kupferkarbonatenlagerstätte von Somova.* In dem Aufsatz sind die Untersuchungsergebnisse für die Verwertung der Blei-, Zink- und Kupferkarbonatenlagerstätte von Somova dargelegt und analysiert.

Ilie, P.: *Die Anwendung der Reagenzienemulsionen für die Flotation der nutzbaren Mineralien.* In dem Aufsatz sind die Vorteile der Reagenzienverwendung im Emulsionenzustand dargelegt und einige Emulsionsverfahren der Reagenzien beschrieben.

Dumitru, D.: *Die Verwendung der Bohrturbinen mit kleinem Durchmesser bei Schürbohrungen.* In dem Aufsatz sind die technischen Vorteile und die wirtschaftliche Wirksamkeit die beim Bohren der geologischen Schürfbohrungen durch Anwendung des Bohrverfahrens mit Turbinen mit kleinem Durchmesser erhalten sind, dargelegt.

Damit wird beim Bohren der geologischen Schürfbohrungen mechanische Bohrgeschwindigkeiten erzielt die 4—7 mal grösser als beim Drehbohren sind.

Bitir, P., Mureşan, E. und Mărcuţiu, I.: *Die Kohlenstaubbekämpfung mit Hilfe von zerstäubten Wasser in den Jiu-Tahlgruben.* In dem Aufsatz werden neue Bekämpfungsmethoden gegen Kohlenstaubbildung und Kohlenstaubexplosionsfähigkeit in den Jiu-Tahlgruben mit Hilfe von zerstäubten Wasser behandelt. Es werden nur die Spreng-, Lade-, und Transportarbeiten umfasst und die eigenen Erfahrungen von Jiu-Tahl-Becken beschrieben.

AUS DEN ERFAHRUNGEN DER UNTERNEHMUNGEN

Totorcea, C., Băbălău, D. und Nemeth, L.: *Die Verwirklichung der Bewetterung beim Auffahren einer langen Strecke.* Auf Grund der erhaltenen Erfahrungen beim Auffahren einer 5 km langen Strecke, beschreiben die Verfasser die angewendete Bewetterung, sowie die angewendeten Rechnungen für die Formelfeststellung des Bewetterungssystems.

REZENSIEN

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Silaş, I., Gurău, A. et autres: *Considérations sur le choix de la distance optima entre les travaux de recherche pour l'exploration des gîtes minéraux.* L'ouvrage traite de l'emploi des méthodes de calcul tenant de la statistique mathématique pour l'établissement de la distance entre les points de recherche géologique, devant conduire à la détermination des réserves d'un gisement, avec un certain degré de sûreté.

Mihailovici, N.: *La délimitation des gîtes métallifères.* L'auteur présente l'analyse des principales conditions techniques et économiques qui concourent particulièrement à la possibilité de déterminer physiquement les gîtes métallifères. Les formules analytiques proposées permettent de calculer directement les valeurs et d'exprimer en chiffres ces conditions. On mentionne également d'autres méthodes utilisables pour la détermination des conditions techniques et économiques, nécessaires à la délimitation des gisements.

Rosinger, P., Dima, S. et Iliescu Lucia: *Recherches pour la mise en valeur des minerais carbonatés de plomb, cuivre et zinc provenant du gisement de Somova.* On présente et on analyse les résultats des recherches effectuées pour la mise en valeur du gisement de Somova qui contient un minerai à carbonates de plomb, cuivre et zinc.

Ilie, P.: *L'utilisation des réactifs émulsionnés à la flottation des substances minérales utiles.* On expose les avantages d'utiliser les réactifs de flottation sous forme d'émulsions et on décrit quelques méthodes pour les obtenir.

Dumitru, D.: *L'application de la turbine à petit diamètre au turbo-forage de recherche à la sondeuse.* L'ouvrage présente les avantages techniques et l'efficacité économique réalisée par l'application du turbo-forage aux travaux de recherche géologique à la sondeuse, en employant des turbines à petit diamètre. Par l'application de cette méthode la vitesse mécanique du forage de recherche à la sondeuse augmente de 4 à 7 fois par rapport au forage rotatif.

Bitir, P., Mureşan, E. et Mărcuţiu, I.: *La lutte contre le poussier par l'emploi de l'eau pulvérisée, dans les houillères de Valea Jiului.* On expose de nouvelles méthodes appliquées aux charbonnages de Valea Jiului pour combattre la formation et empêcher l'explosion des poussières de charbon, en utilisant de l'eau pulvérisée. On décrit les opérations concernant le tir des mines, le chargement et le transport au fond, à la suite de l'expérience acquise dans le bassin charbonnier de Valea Jiului.

DE LA PRATIQUE DES ENTREPRISES

Totorcea, C., Băbălău, D. et Nemeth, L.: *L'aérage d'une galerie de long métrage creusée en cul-de sac.* A la suite de l'expérience acquise au creusement d'une galerie en cul-de-sac, longue de 5 km, les auteurs présentent la solution appliquée pour en assurer la ventilation, ainsi que les calculs utilisés pour l'établissement du circuit d'aérage.

COMPTE-RENDUS
DOCUMENTATION

MŰSZAKI KÖNYVTÁR

CONTENTS

Silaş, I., Gurău, A. and others.: *Considerations about the choice of the most favourable distance between the exploration works of ore deposits.* The article treats of the method of using mathematical statistic calculation to establish the distance between the geological exploration points, in view of the determination of the reserves of an ore deposit, with a certain factor of assurance.

Mihailovici, N.: *The outlining of metalliferous ore deposits.* The author analyses some of the principal technical and economical conditions, which chiefly determine the definition and physical outline of ore deposits. The proposed analytical formula permits the direct calculation of the values of this conditions. Other utilizable methods, meaned to establish the technical-economical conditions, required by the operation of ore deposit outlining, are mentioned.

Rosinger, P., Dima, S. and Iliescu Lucia: *Researches concerning the utilization of the lead, copper and zinc carbonates, resulting from the Somova ore deposit.* In the article the results of the researches effectuated for the utilization of the lead, copper and zinc carbonates resulted from the ores of the Somova deposits, are presented and analysed.

Ilie, P.: *The employment of emulsionated reagents in the flotation of useful mineral substances.* In the article the advantages of using reagents in emulsion state are exposed and some methods concerning the emulsification of reagents are described.

Dumitru, D.: *The employment of the turbine of small diameter in exploration drilling.* In the article the technical advantages and the economical efficiency obtained by the employment, in geological exploration drilling, of the turbines with small diameter, is shown. Through this, in the well drilling process, with drilling rigs, an increase of 4—7 of the mechanical drilling speeds is obtained, in comparison with rotary-drilling speeds.

Bitir, P., Mureşan, E. and Mărcuţiu, I.: *Fighting against coal dust, by means of pulverized water, in the mines of the Jiu Valley.* In the article new methods applied in the Jiu Valley mines, in the fight against the formation and explosive capacity of coal dust, by means of pulverized water, are treated. It includes the blasting, loading and transport works, describing as well the proper experience of the Jiu Valley basin.

FROM THE EXPERIENCE OF THE ENTERPRISES

Totorcea, C., Băbălău, D. and Nemeth, L.: *The ventilation realized in the digging of a blind drift of great metric length.* Based on the experience accumulated during the digging of a blind drift of more than 5 km length, the authors present the manner in which the ventilation of that drift was realized, as well as the calculations utilized to establish the formula of the ventilation system.

REVIEWS
DOCUMENTATION

MMEE

Institutul de proiectări MINIERE

IPROMIN

București, Calea Victoriei 109

Institutul de proiectări miniere — IPROMIN elaborează în mod complex documentațiile tehnice necesare industriei miniere, pentru ramurile: cărbuni, sare și minereuri de orice natură.

Întreprinderea Poligrafică „Informaţia“ str. Brezoianu 23—25 — [illegible]

43,413

Lei 5

E1433

REVISTA MINELOR

VOLUMUL XIV NUMĂRUL 8 PAGINA 325 — 380

8

BUCUREŞTI AUGUST 1963

TRUSTUL AURULUI BRAD

ORAŞUL BRAD Str. MOŢILOR Nr. 15
RAION BRAD — REG. HUNEDOARA

Cercul Foto T. A. Brad

Funiculare paralele pentru transportul minereului de la mina Barza la uzina Gurabarza.

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

Anul XIV **Nr. 8** **August 1963**

REDACŢIA: BUC., Str. SF. ION NOU 33, Tel.: 21.26.03

CUPRINS

Pagina

* * * **Ziua Minerului** 325

Din realizările întreprinderilor . . 326—336

BRĂDEANU, N.: **Determinarea domeniului de utilizare a instalaţiilor de extracţie cu unul şi mai multe cabluri** . . . . . 337—344

URDEA, I.: **Structura geologică a zăcămintelor de fier Teliuc şi Ghelar** . . . . . 345—350

FODOR, D.: **Posibilităţi de aplicare a izotopilor radioactivi în industria minieră** . . . . . 351—357

SCHMIDT, H.: **Susţinerea construcţiilor din subteran cu ancore din beton armat după metoda „Perfo"** 358—363

MUREŞAN, E., BITIR, P., POPESCU, AL. şi STOICESCU, M.: **Combaterea formării prafului de cărbune prin injectarea apei în strat la minele Petrila (Valea Jiului) şi Anina** . . . . . 363—369

NOTE

DAVID, B. şi NICHITA, IRINA: **Aplicarea analizei spectrale de emise în prospecţiunile geochimice** 370—373

SÎNGEORZAN, V.: **Cercetarea rezistenţei la rupere a îmbinării benzilor de transport şi posibilitatea de folosire a ei** . . . . . 374—377

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil ; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct ; ing. ANTON P. ; ing. BĂLTĂREȚU R. ; conf. ing. BUZATU C. ; economist ENACHE M. ; ing. FOLEA I. ; prof. dr. ing. HUBER PANU — membru corespondent al Academiei R.P.R. ; prof. dr. IANOVICI V. — Laureat al Premiului de Stat ; candidat în științe ing. KOVACS ST. ; ing. KISS A. ; ing. ROMAN P. ; ing. ȘERBAN A. ; prof. ing. VANCI GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

ZIUA MINERULUI

În amintirea eroicelor lupte ale minerilor de la Lupeni din anul 1929 și ca semn de prețuire deosebită a muncii minerilor, Guvernul Republicii Populare Romîne a instituit — începînd din anul 1951 — sărbătorirea anuală a Zilei Minerului, în prima duminică ce urmează zilei de 6 august.

Ziua Minerului constituie în fiecare an un bun prilej de trecere în revistă a modului cum au fost aduse la îndeplinire sarcinile trasate de către Partidul Muncitoresc Romîn industriei miniere.

Astfel, în sectorul carbonifer, minerii vor produce în anul 1963 peste 10 milioane tone cărbune și vor asigura dezvoltarea minelor astfel ca în anul 1965 să producă un nivel de 11,5—12,5 milioane tone prevăzute în Directivele stabilite de cel de-al III-lea Congres al P.M.R.

Principala sarcină trasată sectorului carbonifer, de a asigura siderurgia cu cărbuni de calitate superioară, a fost realizată și depășită în fiecare an.

În centrul activității lucrărilor din industria cărbunelui stă în mod permanent creșterea productivității muncii și accelerarea ritmului lucrărilor de deschidere a noilor mine.

Pentru realizarea acestor obiective se extinde mecanizarea muncilor grele și de mare volum de muncă și se introduc metode noi de muncă, de mare productivitate.

Astfel, s-a extins mecanizarea tăierii și încărcării în galerii, prin folosirea combinelor de înaintare și a mașinilor de încărcat cu brațe laterale sau cu cupă, realizîndu-se în primul semestru o proporție de 19,37% din volumul total al lucrărilor de înaintare.

Tăierea mecanică în abataje, considerîndu-se toate utilajele de tăiere, a atins în primul semestru o proporție de 98,9%, din care tăierea cu combinele și havezele 6,2%.

Transportul în abataje s-a mecanizat în același timp la 84,6%, rămînînd nemecanizat numai transportul în anumite abataje-cameră din minele mici.

Pe linia reducerii consumului de lemn de mină, de la 59,4 m^3/1 000 t realizați în 1959, la 35 m^3/1 000 t în 1965, indicată în Directivele Congresului al III-lea al Partidului Muncitoresc Romîn pentru industria carboniferă, s-a extins atît susținerea metalică a abatajelor cu front lung (23,5% din total), cît și susținerea cu metal și cu bolțari de beton a galeriilor, realizîndu-se un consum specific de 39 m^3/1 000 t în primul semestru al anului curent.

Realizările de mai sus au avut ca urmare realizarea și depășirea sarcinei de plan de productivitate a muncii pe primul semestru, în proporție de 103%, dîndu-se peste sarcina planificată 126 mii tone cărbune cu economii la prețul de cost de 24,3 milioane.

În sectorul de minereuri, minerii prezintă un bilanț tot atît de rodnic ca și al cărbunarilor.

Realizarea planului valoric al producției globale pe primul semestru a fost în proporție de 105,4%, iar a aceluia de producție marfă de 103,4%.

Productivitatea muncii s-a realizat în proporție de 104,7%, iar economiile peste plan însumează 23,1 milioane lei.

Pe baza directivelor celui de-al III-lea Congres al Partidului Muncitoresc Romîn, în acest sector se dezvoltă exploatarea minelor de fier, de bauxită de minereuri neferoase și cuprifere, de substanțe minerale nemetalifere.

S-au realizat importante lucrări în domeniul preparării ca deferitizarea concentratelor zincoase, introducerea tehnologiei de flotație colectiv-selectivă a minereurilor complexe etc.

Pentru mecanizarea procesului de producție s-au introdus noi mașini de încărcat, perforatoare de mare randament, trolii screpere etc.

Se extinde susținerea metalică a galeriilor și introducerea torcretării lor, în vederea economisirii lemnului de mină.

Aducînd la îndeplinire cu hotărîre documentele celui de-al III-lea Congres al Partidului Muncitoresc Romîn, muncitorii din industria minieră, mobilizați de sindicate și sub conducerea organizațiilor de partid, au luat noi măsuri pentru îndeplinirea cît mai ritmică a planului de producție, pentru continua îmbunătățire a calității produselor, precum și reducerea prețului de cost.

În atenție deosebită stau permanent măsurile de tehnica securității și protecției muncii, pentru apărarea sănătății muncitorilor și pentru înlăturarea pericolului de accidente. S-au efectuat numeroase lucrări de extindere a rețelei de ape potabile, instalații de apă carbogazoasă, construcții de băi, posturi de prim ajutor etc. Se extinde perforajul umed, s-a îmbunătățit aerajul general și secundar, de asemenea iluminatul locurilor de muncă etc.

Grija Partidului și Guvernului pentru asigurarea condițiilor de viață ale muncitorilor minieri se manifestă prin acțiunea largă de construcții de locuințe, școli, dispensare, creșe, cămine de zi etc., cu care se dotează an, de an centrele miniere.

În semestrul I al acestui an în Valea Jiului au fost date în folosință 427 apartamente, iar la trusturile miniere Baia-Mare, Deva și Brad, în perioada ultimului an circa 600 aparatamente.

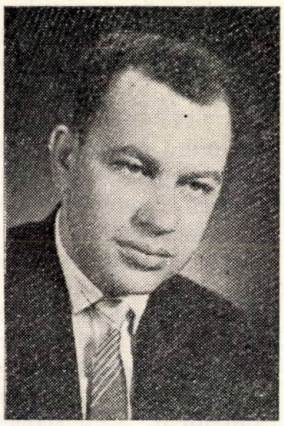
Făcînd bilanțul realizărilor de pînă în prezent, sîntem convinși că sarcinile mărețe ce stau în fața industriei miniere vor fi îndeplinite, prin aceasta minerii patriei noastre aducîndu-și aportul la dezvoltarea în ansamblu a economiei naționale.

Cu prilejul Zilei Minerului, felicităm pe bravii noștri mineri pentru rezultatele obținute și le urăm noi succese în muncă, pentru înflorirea patriei noastre socialiste.

Ing. I. BOGDAN
Director general al Direcției generale cărbune din Ministerul minelor și energiei electrice

Combinatul carbonifer Valea Jiului

PETRE CONSTANTIN
miner șef de brigadă — E. M. Lupeni, Combinatul carbonifer Valea Jiului



SZUSZER ANDREI
inginer — E. M. Lupeni, Combinatul carbonifer Valea Jiului

În perioada iulie 1962 — iunie 1963, *planul de producție brută* a fost realizat în proporție de 102,8%, productivitatea fizică a muncii — 100,9%, iar valoarea producției globale — 102,6%.

În aceeași perioadă s-au realizat *economii peste plan* în valoare de circa 16,2 milioane lei.

Construcții social-culturale. În perioada 1951 — iulie 1962 s-au construit în Valea Jiului pentru salariații Combinatului 6 607 apartamente, iar în perioada august 1962 — iunie 1963 încă 672 apartamente.

Pe anul 1963 se prevede prin plan construirea a 1 329 apartamente. Deosebit de aceasta sînt în curs de construcție o serie de alte obiective social culturale și anume : casa de cultură Petroșani, cu o sală de spectacole de 800 locuri ; opt săli de clasă noi la Școala nr. 2 Petroșani ; școală nouă cu 16 săli de clasă în cartierul Braia-Lupeni ; cinematograful Braia II-Lupeni.

Construcții industriale. În perioada august 1962 — iulie 1963 au fost realizate mai multe construcții industriale, dintre care sînt de menționat :

— casele ventilatoarelor de la suitorul central-mina Lupeni și de la puțul de aeraj nr. 1 est Petrila, cu ventilatoarele axiale VOKD de 5 000 m³/min ;

— incinta puțului Carolina-Lupeni (turn de extracție, casa mașinii, casa compresoarelor ș.a.) ;

— instalația de săpare a puțurilor cu cofraj mobil la puțurile auxiliare Dîlja și sud-Aninoasa.

O uzină modernă de preparare a cărbunilor, de mare capacitate, la Coroești.

Inovații. În perioada iulie 1962 — mai 1963, în cadrul Combinatului carbonifer s-au înregistrat 639 inovații, s-au aplicat 394, s-au generalizat în cadrul unităților 46. Economiile postcalculate totalizează circa 2,3 milioane lei, iar recompensele plătite inovatorilor depășesc 200 mii lei.

Dintre inovațiile mai interesante din această perioadă menționăm metoda de săpare a puțurilor cu cofraj glisant (autor ing. Popescu Ioan), prin aplicarea căreia se realizează economii de circa 4 000 lei pe metru de puț săpat.

Modernizarea minelor, introducerea tehnicii noi.

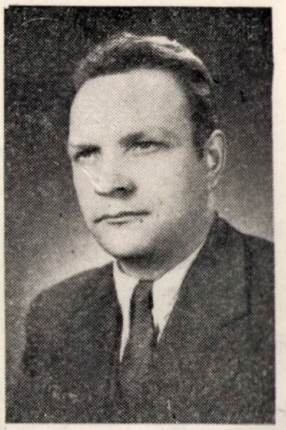
În perioada august 1962 — iunie 1963, la exploatările dn cadrul C.C.V.J. s-a dus o muncă susținută pentru sporirea capacității de producție și a productivității muncii prin modernizarea mine-

CAMPODI IOAN
miner șef de brigadă — E. M. Lonea, Combinatul carbonifer Valea Jiului

LASZLO ȘTEFAN
miner șef de brigadă — E. M. Petrila, Combinatul carbonifer Valea Jiului

DOGARU SEVASTIAN
miner şef de brigadă — E. M. Petrila, Combinatul carbonifer Valea Jiului

REBEDEA MIRON
inginer — E. M. Lonea combinatul carbonifer Valea Jiului



BRANDT BERNAT
maistru minier principal — E. M. Lupeni, Combinatul carbonifer Valea Jiului

lor şi introducerea tehnicii noi în procesele de producţie minieră.

Astfel, în iulie 1962 au început experimentările cu plugul de cărbune Westfalia pentru strate subţiri, cu înclinare mică, într-un abataj frontal din stratul 18 de la E. M. Lupeni. Plugul s-a folosit în complex cu stîlpi hidraulici de tipul G. S. Productivităţile maxime obţinute după acomodarea muncitorilor au atins 6,24 t/post în noiembrie 1962 şi 6,3 t/post în martie 1963, faţă de 3,35 t/post productivitate realizată în acelaşi abataj cu vechea metodă de lucru.

Tot în această perioadă s-au experimentat în abatajele frontale mai multe tipuri de transportoare blindate de mare capacitate, ca: PZP-45 şi SLASK-59. Rezultatele obţinute arată că transportoarele blindate dau rezultate foarte bune şi orientarea de viitor trebuie îndreptată spre folosirea numai a transportoarelor de aceste tipuri.

Pentru uşurarea muncii în abatajele-cameră s-a proiectat şi s-a construit în Valea Jiului un transportor blindat scurt. În a doua jumătate a anului 1962, în urma experimentărilor făcute şi a rezultatelor obţinute, s-a trecut la fabricarea la URUMP, a primei serii de 25 de asemenea transportoare, care au fost repartizate la exploatări şi dau rezultate bune.

Pentru susţinerea abatajelor frontale în această perioadă s-au experimentat următoarele tipuri de stîlpi:

— în stratul 18 Lupeni — stîlpii hidraulici de tipul G. S. cu grinzi în consolă, care au dat rezultate foarte bune;

— în stratul 3 Lupeni şi Vulcan — stîlpi cu autoblocare de tipul Schwartz cu grinzi în consolă sub tavan artificial. Rezultatele au fost nesatisfăcătoare, constatîndu-se că încărcarea stîlpilor nu este uniformă, iar sarcinile pe care le preiau diferă de la stîlp la stîlp.

În prezent, la susţinerea abatajelor frontale în strate groase sub tavan artificial, precum şi în abatajele frontale din stratele subţiri cu înclinare mică, se folosesc în număr destul de mare stîlpi cu autoblocare şi pană transversală confecţionaţi la URUMP.

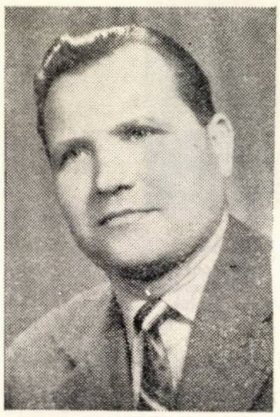
Pentru reducerea consumului de lemn la abatajele-cameră, s-a extins susţinerea mixtă prin folosirea stîlpilor metalici tubulari. Rezultatele obţinute au adus economii importante de lemn de mină (12,6 m^3 pe abataj).

Pentru uşurarea muncii de perforare a găurilor de mină, în cursul acestei perioade s-a experimentat, cu rezultate bune, maşina de perforat cu injecţie de apă de tipul Haussherr.

S-a aplicat şi s-a experimentat săparea puţurilor prin folosirea cofrajului alunecător şi a podului mobil de lucru, utilaje proiectate şi confecţionate în Valea Jiului. La puţul principal Dîlja, cu această instalaţie s-a obţinut în noiembrie 1962 o viteză de avansare de 51 m. În prezent, această metodă de săpare se aplică la puţul sud-Aninoasa.

Pentru lucrările de foraj din subteran s-au importat şi s-au pus în lucru sondezele pneumatice Nusse Gräfer şi WWP-1, care asigură viteze de foraj de patru ori mai mari decît instalaţiile folosite pînă în prezent.

Trustul minier Baia-Mare



VASILOV VLADIMIR
inginer şef adjunct — T. M. Baia-Mare

DAN ALEXANDRU
miner şef de brigadă — E. M. Săsar T. M. Baia-Mare

Creşterea producţiei pe primele cinci luni ale anului 1963, faţă de semestrul II al anului 1962 (media lunară), pe Trustul minier Baia-Mare la minereu prelucrat a fost de circa 17%, iar la metale în concentrate de 10—32%.

Randamentele de extracţie marfă la prepararea minereurilor sînt de asemenea în creştere, realizîndu-se pe primele cinci luni ale anului 1963 88,8% la plumb, 76,8% la zinc, 86,5% la cupru şi 81,5% la aur în concentrate.

Încărcarea mecanică la lucrările miniere de înaintare (media lunară) în perioada ianuarie-mai 1963 reprezintă 153% faţă de semestrul II 1962, iar faţă de anul 1960 realizările din 1963 reprezintă 440%.

Transportul mecanic în abataje (medie lunară) în perioada ianuarie-mai 1963 reprezintă 130% faţă de semestrul II 1962.

Productivitatea muncii pe aceeaşi perioadă are o creştere medie lunară de circa 2%.

Economiile peste plan la preţul de cost pentru producţia marfă pe primele cinci luni ale anului 1963 însumează 2 652 mii lei.

Mecanizarea, modernizarea, introducerea tehnicii noi

În vederea creşterii calitative şi cantitative a producţiei, precum şi în vederea îmbunătăţirii condiţiilor de muncă, exploatările trustului au fost înzestrate cu utilaje, agregate şi instalaţii noi, din ţară şi din import, cum sînt:

— maşini de extracţie de mare capacitate tip BM-3000;

— maşini de încărcat de diferite tipuri (LZK-3p; PML-5; Atlas-COPCO etc);

— locomotive de mină Diesel şi electrice cu acumulatoare din ţară şi import;

— ventilatoare de mină VOKD-1500 şi 3000 m³/min.;

— sondeze;

— perforatoare de mare randament;

— pompe antiacide de diferite tipuri;

— trolii-screper;

— excavatoare;

— agregate pentru instalaţii de preparare de tipuri moderne, fabricate în ţară de Uzina „Independenţa“ Sibiu, cum sînt: concasoare giratorice, ciururi vibranate, mori cu bile de capacitate de 250 şi 500 t/24 h, celule de flotare de 2,8 m³,

Flotaţia centrală Baia-Mare.

Cămin muncitoresc E.M. Baia-Sprie.

clasoare spirale, dozatoare de reactivi și instalații complete de preparare noi.

Pe lîngă această dotare generală au fost procurate și sînt în curs de experimentare mașini speciale de încărcat, perforatoare rotopercutante (ALBO), agregate pentru recomprimarea aerului etc.

Ca exemplu se poate arăta situația Exploatării miniere Baia-Sprie, care a fost înzestrată cu numeroase utilaje noi. Acestea, puse în funcțiune, au avut un efect pozitiv asupra creșterii producției, a productivității muncii și a reducerii prețului de cost.

Introducerea tehnicii noi și extinderea de noi procedee tehnologice.

În minerit

În domeniul susținerii lucrărilor miniere s-au experimentat și s-au introdus următoarele procedee :

— folosirea cadrelor metalice ;

— torcretarea.

Prin folosirea acestor procedee se va reuși să se înlocuiască parțial lemnul de mină, obținîndu-se în același timp și economii importante.

Folosirea torcretării, pe lîngă înlocuirea materialului lemnos, duce la o economie de circa 400 lei/m la galerii și la peste 1500 lei/m la susținerea puțurilor.

Torcretarea se aplică la E. M. Săsar, E. M. Baia-Sprie și E. M. Cavnic, începînd din anul 1962 și este în curs de a fi aplicată la toate exploatările Trustului minier Baia-Sprie.

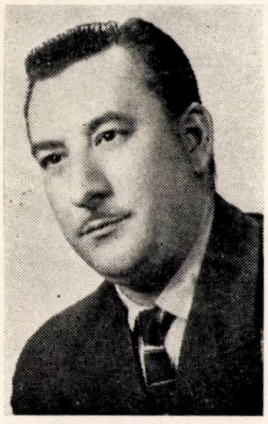
În vederea extinderii metodelor de mare productivitate, s-a pus accent pe metodele de exploatare cu minereu remanent, cu fîșii înclinate, și pe îmbunătățirea metodei de exploatare cu fîșii orizontale cu rambleiere.

În preparare

Studiile executate de către Sectorul de cercetări miniere Baia-Mare au dat rezultate bune la separarea plumbului de cupru din concentratul cuprifer de la Baia-Sprie. S-a trecut la aplicarea industrială a acestui procedeu începînd cu luna februarie 1963.

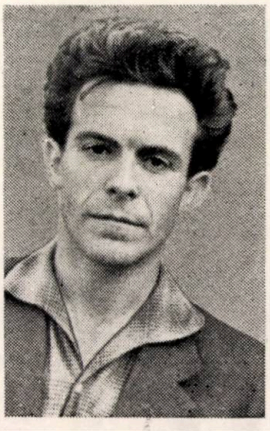
Prin aplicarea acestui procedeu se obțin concentrate cuproase cu conținuturi mici de plumb, ceea ce constituie un avantaj atît pentru metalurgie cît și din punctul de vedere al îmbunătățirii extracțiilor de cupru.

Valorificarea plumbului din concentratul cuprifer — care pînă în prezent nu se plătea de către

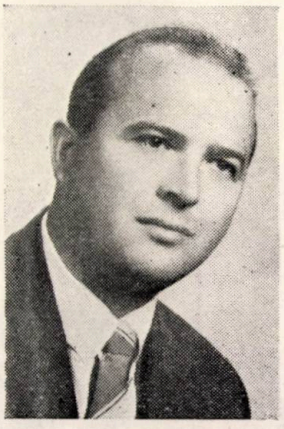


FLORIAN EMANOIL
inginer șef — E. M. Săsar, T. M. Baia-Mare

ȘANDOR ALEXANDRU
miner șef de brigadă — E. M. Săsar, T. M. Baia Mare

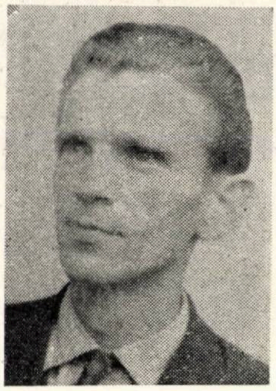


POP LIVIU
inginer E. M. Băiuț. T. M. Baia-Mare



VARNA AUREL
geolog șef — T. M. Baia-Mare

IOSIF EMIL
muncitor calificat — S.C.M. T. M. Baia-Mare



BUTUZA OCTAVIAN
tehnician minier — T. M. Baia-Mare

SABĂU TEODOR
inginer șef — E. M. Cavnic, T. M. Baia-Mare

MUREȘAN ALEXANDRU
tehnician minier — T. M. Baia-Mare

metalurgie — aduce economii de circa 800 mii lei anual.

Dintre procedeele tehnologice noi, care se află în prezent în curs de studiere și experimentare, sînt de menționat :

PAȘCUI AUREL
subinginer minier, șef secție — mina „9 Mai", T. M. Baia-Mare

HEIDINGER ALEXANDRU
inginer principal — sectorul de cercetări miniere, T. M. Baia-Mare

— extinderea separării concentratelor plumbo-cuproase pentru E. M. Ilba, Băiuț și Baia Borșa.

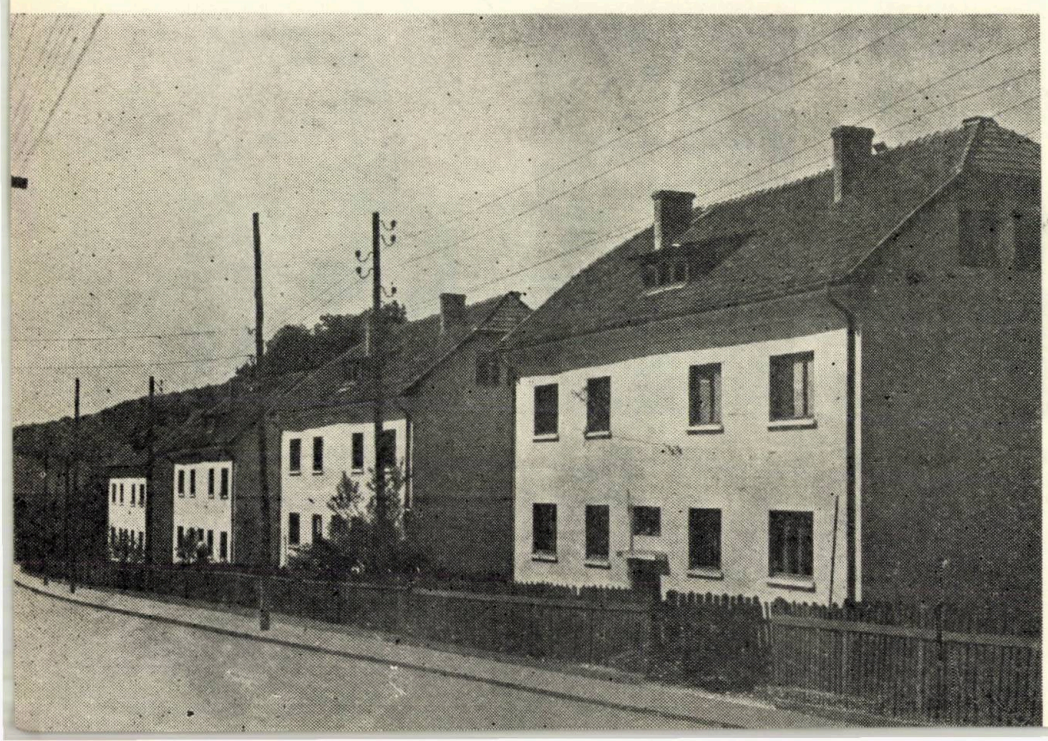
— extinderea flotării colectiv-selective la minereul complex Nistru.

Construcții sociale

La exploatările miniere din cadrul Trustului minier Baia-Mare, pe perioada semestrului II 1962 — semestrul I 1963 au fost date în folosință 310 apartamente, un cămin cu 180 locuri și o baie cu 38 dușuri, în valoare totală de circa 20 milioane lei.

Inovații

În perioada semestrul II 1962 — mai 1963 s-au înregistrat 424 inovații, s-au aplicat 196, au fost în curs de rezolvare 355, iar economiile postcalculate au însumat peste 1,6 milioane lei.



Blocuri muncitorești E.M. Nistru.

Trustul minier Muntenia

PĂSĂRICĂ ŞT. MIRCEA
maistru minier — E. M. Ceptura, T. M. Muntenia

Producţia fizică pe perioada octombrie 1962 — mai 1963 a fost realizată în proporţie de circa 107% la lignit şi circa 110% la sare faţă de plan.

Productivitatea fizică a muncii pe întreprindere pe trimestrul IV 1962 a fost de circa 105,5%, iar pe trimestrul I 1963 — de 103 %.

Calitatea producţiei. Indicii de calitate prevăzuţi prin plan (umiditate şi cenuşă) au fost realizaţi şi depăşiţi.

Planul tehnic pe primele patru luni ale anului 1963 a fost realizat la tăierea cărbunelui cu combina K 52-M (103,8%); extinderea susţinerii metalice în abataje frontale (120%); extinderea susţinerii metalice în galerii (121%).

Inovaţii. În perioada octombrie 1962 — mai 1963 s-au înregistrat 211 inovaţii, s-au acceptat 68 şi s-au experimentat 81.

BRICEAG ION
inginer principal — E. M. Şotînga, T. M. Muntenia

DAN GR. ION
brigadier — E. M. Filipeşti de Pădure, T. M. Muntenia

BREZEANU C. VOICU
miner — Salina Slănic, T. M. Muntenia

Salina Slănic

Valoarea producţiei globale realizată în perioada iulie 1962 — mai 1963 a fost de 115% faţă de plan.

Productivitatea muncii în aceeaşi perioadă a fost de circa 108% faţă de plan.

În cinstea zilei de 1 Mai 1963, exploatarea a îndeplinit următoarele angajamente de realizări peste plan:

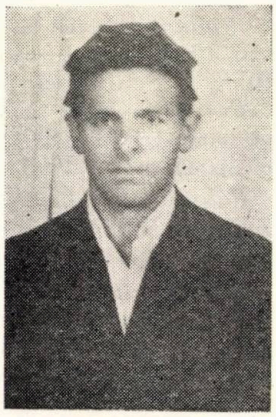
— valoarea producţiei globale: 300 mii lei;
— economii: 50 mii lei;
— produse de sare: 5 000 tone.

Pe linia *progresului tehnic* este de menţionat modernizarea instalaţiei de iodare a sării, cu capacitate de 300 t/h, realizată în această perioadă.

Trustul minier Ardealul

KRENCI ŞTEFAN
miner — E. M. Voivozi, T. M. Ardealul

CRIŞAN DOMIŢIAN
miner brigadier — E. M. Sălaj, T. M. Ardealul



POPAI GHEIZA
miner brigadier — E. M. Voivozi, T. M. Ardealul

Producţia fizică realizată în perioada iulie 1962 — mai 1963 a depăşit planul la toate sortimentele. Astfel, la lignit realizarea a fost de 104,5% ; la cărbune brun — 104,2% ; la bitum natural — 113% ; la argilă refractară — 101,8%; la nisip bituminos — 126% etc.

Productivitatea valorică a muncii pe primele cinci luni ale anului 1963 comparativ cu primele cinci luni ale anului 1962, a fost de 108%.

Economiile realizate în perioada iulie 1962 — mai 1963 depăşesc 7,8 milioane lei.

Inovaţiile din aceeaşi perioadă totalizează 109 propuneri înregistrate şi 79 propuneri acceptate, economiile realizate depăşind 1,6 milioane lei, iar recompensele plătite însumînd circa 18 mii lei.

Tehnica nouă. Pe linia introducerii tehnicii noi în primele cinci luni ale anului 1963 s-au pus în funcţie maşina de încărcare GPS la săparea galeriei 154 de la orizontul 87 Sărmăşag şi combina de înaintare PK-3 M la orizontul 130 Sărmăşag. De asemenea s-a introdus experimental susţinerea cu grinzi metalice articulate la abatajul frontal V_1 de la Vărzari, precum şi tăierea cu haveza şi montarea capacelor pe transportorul SLASK în timpul puşcării, în acelaşi abataj frontal. S-a generalizat susţinerea provizorie metalică recuperabilă la toate lucrările cu susţinere definitivă în zidărie de bolţari.

Construcţii industriale şi social-culturale. În 1962 s-a început construcţia a 60 apartamente la Voivozi-Popeşti şi a 36 apartamente la Sărmăşag. De asemenea s-au terminat 12 apartamente în colonia Suncuiuş. Dintre obiectivele industriale este de menţionat electrificarea tunelului Sărmăşag-Chieşd.

Obiectivele industriale mai importante atacate în anul 1963 sînt : incinta Cupaz I-Vărzari III ; depozitul de lemne şi bolţari Sărmăşag ; drumuri la sectoare Suncuiuş ; alimentarea cu apă a sectoarelor Suncuiuş.

În 1962 planul de investiţii s-a realizat în proporţie de 103%. În cursul primelor cinci luni ale anului 1963, realizarea planului de investiţii a fost de 104%.

Colective fruntaşe pe trust. În cadrul trustului se evidenţiază exploatările Bratca şi Şorecani, care au realizări frumoase în ceea ce priveşte producţia, productivitatea muncii şi economiile la preţ de cost.

Economiile realizate la preţul de cost. În primele cinci luni ale anului 1963, trustul a realizat economii la preţul de cost în valoare de peste 3,6 milioane lei.

UNGUR IOAN III
miner brigadier — E. M. Bratca T. M. Ardealul

MOLDOVAN ION III
miner şef de echipă — E. M. Surduc, T. M. Ardealul

PITIC PETRU
miner şef de brigadă — E. M. Şorecani, T. M. Ardealul

Trustul minier Deva

Producția-marfă a Trustului minier Deva pe primele cinci luni ale anului 1963 a fost realizată în proporție de 107,2%, iar productivitatea valorică — 108,6%.

În aceeași perioadă s-au realizat economii peste plan care totalizează circa 3,2 milioane lei la minereu și circa 4,9 milioane lei la produse.

În perioada iulie 1962 — mai 1963 a continuat dotarea exploatărilor trustului cu locuințe. Astfel, în această perioadă s-au dat în folosință în total 140 apartamente, iar alte 252 apartamente sînt în construcție.

DIACONU F. ION
miner șef de echipă — E. M. Rușchița, T. M. Deva

DOMOCOȘ ADALBERT
miner șef de brigadă — E. M. Teliuc, T. M. Deva

BĂNUȚ IOAN
miner șef de brigadă — E. M. Teliuc, T. M. Deva

În aceeași perioadă s-au înregistrat 328 de propuneri de *inovații*. Economiile antecalculate pentru inovațiile acceptate însumează peste 1,8 milioane lei.

Exploatări fruntașe pe linie de inovații sînt: E. M. Teliuc, E. M. Ghelar.

Inovațiile se refera la problemele legate de procesul de producție, metode de lucru privind înlocuirea lemnului de mină, noi reactivi de flotare, noi metode de exploatare etc.

La concursul inițiat de Ministerul Minelor și Energiei Electrice și Comitetul Central al Sindicatelor, E. M. Teliuc sa- clasat la locul II pe minister și locul I pe ramură.

Au primit mențiuni E. M. Rușchița și E. M. Ghelar.

Pe linia *introducerii tehnicii* noi în această perioadă s-au înregistrat următoarele:

— s-a început armarea metalică recuperabilă în abataj la Săcărîmb și Crăciunești;

— s-a început armarea metalică cu tablă a rostogoalelor de minereu;

— s-a introdus transportul în abataj cu screpere la Teliuc și încărcarea în abataj cu mașinile de încărcat 2 T. G.;

— s-a introdus armarea metalică în galerii cu armături TH și șină de cale ferată;

— s-au introdus mașinile de încărcat la toate fronturile de înaintare unde condițile tehnice au permis aceasta;

— se experimentează perforarea găurilor lungi de mină cu ajutorul perforatoarelor KTM;

— se experimentează susținerea ancorată;

— se extinde pușcarea cu capse cu microintîrziere.

GHEZAN LADISLAU
miner șef de brigadă — E. M. Deva

BOTAR MIRCEA
miner șef de brigadă — E. M. Deva

CORNEA AUREL
minier șef de brigadă — E. M. Deva

Trustul minier Cluj

PETRAN PETRU
maistru minier — T. M. Cluj

BRIE VASILE
brigadier — T. M. Cluj

STECZ ANTON
miner șef de echipă — E. M. Rodna, T. M. Cluj

Producția globală pe primele cinci luni ale anului 1963 a depășit cu 59,8% producția globală a semestrului I din anul 1962.

Productivitatea muncii a crescut în aceeași perioadă cu 3,8% față de semestrul II 1962.

Pe linia de *protecție a muncii* în perioada menționată au fost luate o serie de măsuri de îmbunătățire, cheltuindu-se în total peste 600 mii lei.

Valoarea construcțiilor sociale prevăzute pentru anul 1963 însumează peste 3,7 milioane lei. Pînă în prezent s-au realizat lucrări în valoare de circa 1,5 milioane lei.

Trustul aurului Brad

Inovații în anul 1962

În cursul anului 1962 au fost înregistrate la toate unitățile Trustului aurului Brad un număr de 170 propuneri de inovații, ceea ce reprezintă o creștere de 91% a propunerilor de inovații față de anul precedent.

Pentru aplicare s-au acceptat 89 inovații din care s-au aplicat 82.

Valoarea economiilor antecalculate a fost de 194 mii lei, iar recompensele achitate au însumat 41 mii lei.

Ca inovații mai importante acceptate pentru aplicare, respectiv pentru experimentare, sînt de menționat :

Trustul aurului Brad

— susținerea cu prefabricate din beton armat a lucrărilor miniere (autori : ing. Maxim Dumitru și ing. Vîlculescu Ioan) ;

— evacuarea apelor la săparea puțurilor cu ajutorul hidroelevatorului (autor : ing. Maxim Dumitru) ;

— instalația pentru captarea prafului pe cale uscată (autor : ing. Maxim Dumitru).

Exploatarea minieră Barza

— aparat automat pentru spălarea utilajului pneumatic (autor : tehn. Luca Ioan) ;

— sistem de îmbinare și demontare a cintrelor metalice la puț (autor : Faur Florian).

Exploatarea minieră Baia de Arieș

— dispozitiv pentru reglarea automată a densității tulburelii (autori : ing. Sprînceană Dumitru și ing. Coțop Vasile) ;

— dispozitiv pentru evacuarea automată a filtratului din rezervorul de vid la instalația de filtrarea concentratelor (autori : ing. Sprînceană Dumitru și ing. Coțop Vasile).

Exploatarea minieră „Gheorghe Doja"-Zlatna

— releu optic și acustic pentru distanțarea egală a corfelor de funicular (autor : Trifu A.).

Exploatarea minieră Roșia Montană

— mașină universală de prelucrat lemnul (autori : Sturza E. și Toma Dorel) ;

— bandă transportoare pentru încărcarea minereului în abataj (autori: Sturza E., Almășan Gh. și Jurca E.);

— confecționarea capetelor detașabile (autori: Sturza E. și Narița C.).

Uzina de preparare

— separarea minereului cu granulații sub 20 mm din circuitul de sfărîmare al instalației de antezdrobire (autor: ing. Keill Ottmar);

— indicator de nivel automat la decantorul Rovina (autor: ing. Bolcu Lazăr);

— dispozitiv de înfășurare și desfășurare automată a cablului electric la transportoarele reversibile (autori: ing. Andron Ion și Moraru Francisc).

Atelierele centrale Crișcior

— îmbinarea rapidă a burlanelor de aeraj cu diametrul de 300 mm cu ajutorul unui manșon exterior (autor: Gall Ladislau);

— limitatoare de cursă pentru colivii în turnul de extracție simplificate (autor: Floruța Victor).

Inovații în trimestrul I 1963

În cursul trimestrului I 1963, la unitățile trustului s-au înregistrat un număr de 57 inovații dintre care au fost acceptate pentru aplicare un număr de 28 propuneri. Valoarea economiilor antecalculate pentru anul de folosire însumează circa 2,3 milioane lei, iar valoarea economiilor postcalculate pe trimestrul I 1963 reprezintă circa 230 mii lei.

În această perioadă s-au plătit recompense pentru propunerile acceptate pentru aplicare în valoare totală de 9 793 lei.

Dintre propunerile mai importante acceptate pentru aplicare sau pentru experimentare, sînt de menționat:

Uzina de preparare

— con egalizator (autor: Dobîrcău Virgil);

— arcuri de centrare la sitele vibratorii (autor: Dărău Gh.);

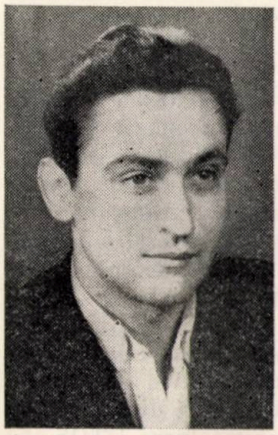
— înlocuirea șuruburilor cu cap normal cu șuruburi prezoane la morile Ganz (autor: Boldea Nicolae).

Exploatarea minieră Barza

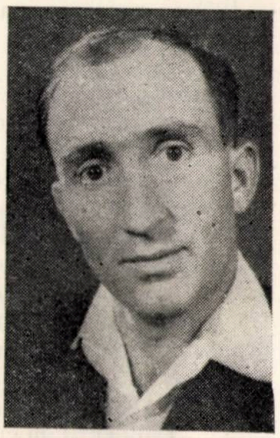
— mecanizarea transportului vagonetelor în galerii de ocol a puțurilor (autor: ing. David Emil);

— prefabricate pentru susținerea abatajelor (autor: teh. Pătrășcoiu Vasile).

NEDELESCU DUMITRU
miner șef de brigadă — E. M. Barza, T. A. Brad



HOLDA CONSTANTIN
maistru minier — E. M. Barza, T. A. Brad



PLEȘA AVRAM
maistru minier — E. M. Barza, T. A. Brad

Atelierele centrale

— matriță pentru lagăre la opritori de vagoneți din colivii (autor: Niță Vidu).

Trustul aurului Brad

— cuptor Plattner din plăci refractare prefabricate (autori: ing. Ilica Dumitru, ing. Andrei Marin și Tudoran Petru).

Înzestrare cu utilaje. În ultimii ani, întreprinderile trustului au fost înzestrate cu mașini moderne, au fost puse în funcțiune un număr însemnat de linii tehnologice perfecționate, fapt care a determinat creșterea producției și productivității muncii, precum și reducerea prețului de cost al produselor.

În ultimii trei ani, exploatările Trustului aurului Brad au fost înzestrate cu utilaje independente, pentru înlocuirea celor vechi și dotarea cu utilaje moderne în valoare de peste 85 milioane lei. În cursul anului 1962 s-au primit utilaje în valoare de circa 37 milioane lei.

JORZA VIOREL
lăcătuș — Ateliere centrale Criscior, T. A. Brad

TICUI HORIA
șef de echipă — E.U.P., T. A. Brad

Utilaje mai importante primite în cursul anului 1962 au fost :

a) din țară :

vagoneți diferiți pentru mină ; ciocane de abataj ; perforatoare ; coloane telescopice ; locomotive de mină (LM 7 și LAM 4) ; macarale diferite; mașini de găurit pneumatice ; mașini de ascuțit sfredele Atlas ; pompe diferite ; transportoare ; trolii pneumatice ; trolii MEL (12 kW și 5,5 kW); trolii ASEA ; ventilatoare electrice de mină (1,1 și 6,5 kW) ; ventilatoare pneumatice cu diametrul de 400 și 500 mm ; trolii BL și 2 BL 1200 ; explozoare; compresoare Reșița 45 m^3/min; pompe de tulbureală 4" și 6" ; pompe de vid 650 m^3/h ; transformatoare de forță ; strunguri diferite ; macarale „Pionier" ; microbuze ; tractoare UTOS.

b) din import :

pompe antiacide verticale (R.F.G.) ; pompe pentru tulbureală (R.D.G.) ; mașini de încărcat (U.R.S.S. și R.P.P.) ; mașini de ascuțit capete detașabile (Anglia) ; mașini de ascuțit sfredele (U.R.S.S.) ; transportor cu bandă metalică (R. F. G.) ; perforatoare pneumatice diferite (U.R.S.S.) ; sondeze GP-1 (U.R.S.S.) ; mașini de încărcat cu graifăre (U.R.S.S.) ; stații de încărcat acumulatori (U.R.S.S.) ; ventilatoare de mină electrice (U.R.S.S. și R.P.P.) ; explozoare (R.P.P. și R.P.U.) ; pompe antiacide de mină diferite (U.R.S.S.) ; agregate pentru recomprimarea aerului (R.S.C.) ; agregate mobile pentru recomprimarea aerului (R.S.C.) ; foarfeci ghilotină (R.D.G.).

Realizarea planului pe primele cinci luni ale anului 1963 a fost de 103,3% la minereu aurifer și 100,3% la aur în concentrate.

Cheltuieli pentru protecția muncii în trimestrul I al anului 1963 au însumat circa cinci milioane lei față de circa 3,8 milioane lei în trimestrul I al anului 1962.

Productivitatea fizică a muncii pe primele cinci luni ale anului 1963 reprezintă 108% față de aceeași perioadă a anului 1962.

Construcțile sociale în anul 1962 au totalizat circa 6 milioane lei, iar cele puse în funcțiune în pirmele cinci luni ale anului 1963 însumează o valoare de circa 5,7 milioane lei.

Determinarea domeniului de utilizare a instalaţiilor de extracţie cu unul şi mai multe cabluri *)

Conf. ing. **Niculae Brădeanu**

Datorită dezvoltării industriei necesarul de substanţe minerale utile pe scară mondială a crescut mult în ultimele decenii, iar această creştere a dus la creşterea adîncimilor de extracţie cît şi a sarcinilor utile care trebuie extrase. Instalaţiile cu un singur cablu au sarcina utilă limitată de diametrul cablului şi de adîncimea de extracţie; în această situaţie, chiar numai menţinerea actualelor capacităţi de extracţie a instalaţiilor ar fi de nerezolvat fără introducerea cablurilor multiple.

Acest lucru este posibil datorită existenţei instalaţiilor de extracţie cu roată motoare, care la timpul lor au rezolvat tot o problemă similară. În anul 1834 s-au introdus cablurile metalice la instalaţiile de extracţie care însă şi în 1875 aveau rezistenţa specifică la tensiune foarte mică, de 40—60 kg/mm². Cum dimensionarea organelor de înfăşurare se făcea ca şi acum în funcţie de diametrul cablului, acestea ajunseseră la dimensiuni care arătau că instalaţiile de extracţie au atins capacitatea maximă pe care o pot dezvolta, iar necesarul producţiei cerea o capacitate mai mare decît posibilităţile de extracţie de atunci. Impasul a fost trecut prin introducerea instalaţiilor de extracţie cu roată motoare, a căror autorizare de funcţionare datează de la 1 august 1877. După ce prima instalaţie este pusă în funcţie la un puţ secundar în anul 1878 şi s-a afirmat din toate punctele de vedere, în anul 1888 se montează pentru prima dată o astfel de instalaţie la un puţ principal de extracţie.

De atunci, aceste tipuri de instalaţii au cucerit din ce în ce tot mai mult teren, iar pentru adîncimi şi sarcini utile mari, astăzi aproape că nu poate fi vorba decît de montarea unor instalaţii cu roată motoare şi cabluri multiple. Înainte de a alege o instalaţie de extracţie cu roată motoare se punea adesea problema de la ce adîncime ar putea funcţiona în condiţii bune, fie că este cu un cablu sau cu mai multe.

În acest scop se va analiza în primul rînd o instalaţie de extracţie cu un singur cablu.

* Se supune discuţiei.

A. Instalaţii de extracţie cu un singur cablu

1. Determinarea adîncimii minime de la care se pot utiliza instalaţiile de extracţie cu roată motoare

Pentru a putea proiecta o instalaţie de extracţie cu roată motoare, trebuie să existe un raport determinant între greutatea moartă suspendată de cablu şi sarcina utilă.

Notînd cu:

Q_u — sarcina utilă din colivie, kg;
Q_v — greutatea vagonetelor goale, kg;
Q_c — greutatea coliviei şi a mecanismului de prindere a cablului, kg;
F_{1fr} — forţa de frecare a coliviei pe o ramură a cablului, kg;
F_{2fr} — forţa de frecare pe cealaltă ramură a cablului, kg;
H_0 — lungimea cablului suspendat, m;
q — greutatea cablului, kg/m;
s — coeficientul de siguranţă;
σ_r — rezistenţa specifică de rupere a cablului, kg/cm²;
γ — greutatea specifică a cablului, kg/cm³;
$c = \frac{Q_c + Q_v}{Q_u}$; ($c = 1{,}26-2{,}6$ pentru instalaţiile de extracţie cu colivii; $c = 0{,}66-1{,}1$ pentru instalaţii de extracţie cu schipuri).

Avem:

$$F_{1fr} + F_{2fr} = F_{fr} = (0{,}12-0{,}20)\ Q_u = K Q_u,$$
$$F_{1fr} = F_{2fr} = (0{,}06-0{,}1)\ Q_u = K_1 Q_u = K_2 Q_u.$$

Din relaţiile de dimensionare a cablului se cunoaşte:

$$q = \frac{Q_T}{\frac{\sigma_r}{100\,\gamma \cdot s} - H_0} = \frac{Q_c + Q_v + Q_u}{\frac{\sigma_r}{100\,\gamma \cdot s} - H_0},$$

unde:

$$Q_T = Q_c + Q_v + Q_u.$$

Notînd greutatea cablului suspendat cu G_1, aceasta va fi:

$$G_1 = qH_0 = \frac{Q_u (c+1) \cdot H_0}{\frac{\sigma_r}{100\,\gamma \cdot s} - H_0}, \text{ [kg]}. \qquad (1)$$

Notînd în continuare cu S_1 tensiunea în cablu pe partea plinelor şi cu S_2 pe partea goalelor, cu α unghiul de aderenţă a cablului pe roata motoare şi cu μ coeficientul de frecare a cablului pe roata motoare, este cunoscută condiţia de nealunecare a cablului:

$$S_1 \leqslant e^{\mu\alpha} S_2 \quad \text{sau} \quad S_1 - S_2 \leqslant S_2 (e^{\mu\alpha} - 1),$$

iar coeficientul de siguranţă contra alunecării s_a va trebui să fie:

$$s_a = \frac{S_2 (e^{\mu\alpha} - 1)}{S_1 - S_2} > 1. \qquad (2)$$

Acest coeficient de siguranţă poate fi static atunci cînd S_1 şi S_2 reprezintă tensiunile statice în cele două ramuri ale cablului şi dinamic

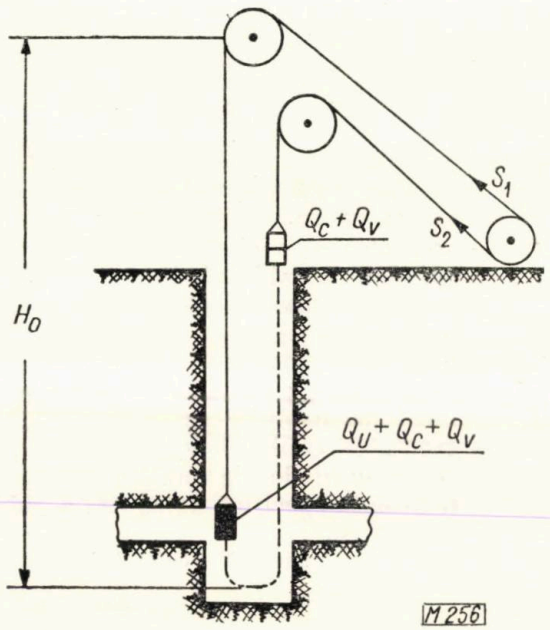


Fig. 1.

cînd la tensiunile statice se adaugă şi cele dinamice. Considerînd o instalaţie de extracţie cu cablu de echilibru egal ca şi greutatea cu cel de extracţie, atunci greutatea cablului suspendat pe o ramură G_1 va fi aceeaşi cu G_2 de pe cealaltă ramură a cablului, iar tensiunile statice vor fi:

$$S_1 = Q_u + Q_c + Q_v + G_1 + F_{1fr},$$

$$S_2 = Q_c + Q_v + G_2 - F_{2fr}.$$

Notînd

$$Q_t = Q_v + Q_c + G_1$$

şi înlocuind valorile lui S_1 şi S_2 în ecuaţia (2) rezultă:

$$s_{st} = \frac{(Q_t - F_{2fr})(e^{\mu\alpha} - 1)}{Q_u + F_{fr}} > 1. \qquad (3)$$

Pentru a putea calcula mai uşor coeficientul de siguranţă static contra alunecării, se va calcula mai detaliat valoarea lui G_1 din ecuaţia (1); dacă se ia $\gamma = 0{,}0093$ kg/cm³, iar coeficientul de siguranţă a cablului $s = 9$, atunci:

$100\,\gamma \cdot s = 100 \times 0{,}0093 \cdot 9 = 8{,}37$, iar $\frac{1}{8{,}37} \cong 0{,}12$

şi valoarea lui G_1 va fi:

$$G_1 = \frac{Q_u (c+1) \cdot H_0}{0{,}12\,\sigma_r - H_0}. \qquad (4)$$

Înlocuind acum în termenul Q_t al ecuaţiei (3) pe G_1 cu valoarea sa din relaţia (4) se obţine:

$$s_{st} = \frac{\left[c\,Q_u + \frac{Q_u (c+1)}{0{,}12\,\sigma_r - H_0} \cdot H_0 - K_2\,Q_u\right](e^{\mu\alpha} - 1)}{Q_u + K\,Q_u}. \qquad (5)$$

Simplificînd relaţia (5) cu Q_u şi aducînd la acelaşi numitor se obţine:

$$s_{st} = \frac{(0{,}12\,c\,\sigma_r + H_0 - 0{,}12\,\sigma_r K_1 + K_1 H_0)(e^{\mu\alpha} - 1)}{(1+K)(0{,}12\,\sigma_r - H_0)}. \qquad (6)$$

Înlocuind în relaţia (6) pe K_1 cu valoarea sa maximă 0,10, iar pe K cu 0,20, ea devine:

$$s_{st} = \frac{[0{,}12\,\sigma_r (c - 0{,}10) + 1{,}10\,H_0](e^{\mu\alpha} - 1)}{0{,}144\,\sigma_r - 1{,}20\,H_0}. \qquad (7)$$

Din relaţia (7) rezultă că siguranţa alunecării este cu atît mai mare cu cît mai mare este C, cu cît mai mare este adîncimea de extracţie şi cu cît mai greu este cablul, adică cu cît mai mic este σ_r.

Dacă se ia $\alpha = 180°$, pentru instalaţii de extracţie pe sol, $\alpha = 210°$ pentru instalaţii montate în turn, $\mu = 0{,}20$, iar c variază între 1,25—2, fiind mic pentru sarcini utile mari şi mai mare pentru sarcini utile mici, se poate calcula coeficientul de siguranţă contra alunecării cablului aşa cum se vede în tabela 1.

Conform recomandării făcute de practicieni, dacă se ia $s_{st} = 1{,}75$, se vede din tabelă că pentru instalaţiile de extracţie de pe sol şi pentru $C = 1{,}5$, adîncimea minimă de extracţie trebuie să fie aproape de 600 m, în schimb pentru $C = 2$ instalaţia poate fi folosită chiar la adîncimi mai mici de 300 m. Pentru insta-

Tabela 1

Coeficientul de siguranţă contra alunecării cablului (rezistenţa specifică a cablului la tensiune — 18 000 kg/cm²)

Nr. crt.	H_0, m	$\alpha = 180°$, $\mu = 0{,}2$		$\alpha = 210°$, $\mu = 0{,}2$		Observaţii
		$C = 1{,}50$	$C = 2$	$C = 1{,}5$	$C = 2$	
		s_{st}	s_{st}	s_{st}	s_{st}	
1	300	1.40	1,815	1,72	2,25	
2	400	1,52	1,965	1,88	2,44	
3	500	1,66	2,130	2,06	2,64	
4	600	1,81	2,320	2,24	2,88	
5	700	2,00	2,530	2,48	3,14	

laţiile de extracţie montate în turn ($\alpha = 210°$) deja pentru $C = 1{,}5$ se vede că instalaţia de extracţie cu roată motoare poate fi folosită de la 300 m adîncime, iar pentru $C = 2$, instalaţia poate fi folosită deja de la 100 m adîncime sau chiar mai puţin, deoarece la 100 m adîncime în această situaţie $s_{st} = 1{,}93$, deci mai mare ca 1,75, însă aceasta se întîmplă de obicei la sarcini utile mici de 1—2 t.

Pentru a avea un punct de orientare asupra greutăţii pe care trebuie să o aibă colivia şi vagonetele goale din ea ($Q_c + Q_v$), se va considera coeficientul de siguranţă dinamic contra alunecării din $s_{din}=1{,}25$ deci tocmai la limită (în acest caz $S_1 = e^{\mu\alpha} S_2$), iar greutatea ce va rezulta din calcul pentru $Q_c + Q_v$ va fi cea minimă pentru care instalaţia se găseşte la limita de alunecare a cablului. În aceste condiţii notînd cu a_1 acceleraţia pe care o are colivia la ridicări de sarcini utile, aceasta va avea valoarea:

$$a_1 = g \cdot \frac{Q_t (e^{\mu\alpha} - 1) - Q_u - e^{\mu\alpha} K_2 Q_u - K_1 Q_u}{(Q_t + Q_m)(1 + e^{\mu\alpha}) + Q_u}, \left(\frac{m}{s^2}\right) \quad (8)$$

Dacă se ia $a_1 = 1$ m/s, $e = 1{,}87$ (ca şi înainte),

$$Q_v + Q_c = Q_M,$$

atunci:

$$Q_t = Q_M + G,$$

$$G = G_1 = G_2$$

iar relaţia (8) devine:

$$(Q_M + G + Q_m)\, 2{,}87 + Q_u = 9{,}81\, [(Q_M + G)\, 0{,}87 - - Q_u - 1{,}87\, K_2 Q_u - K_1 Q_u],$$

Q_m = greutatea moletei şi a ramurii de cablu de la ea la roata motoare redusă la periferia acesteia. Înlocuind în ultima relaţie valoarea lui $G = G_1 = q \cdot H_0 = \frac{Q_c + Q_v + Q_u}{0{,}12\, \sigma_r - H_0} \cdot H_0$ şi $K_1 = K_2 = 0{,}10$ se obţine:

$$\left(Q_M + \frac{Q_M + Q_u}{0{,}12\, \sigma_r - H_0} \cdot H + Q_m\right) 2{,}87 + Q_u = = 9{,}81 \left[\left(Q_M + \frac{Q_M + Q_u}{0{,}12\, \sigma_r - H_0} \cdot H_0\right) 0{,}87 - \right. \quad (9)$$

$$\left. - Q_u - 0{,}187\, Q_u - 0{,}10\, Q_u\right].$$

Rezolvînd ecuaţia (9) în raport cu Q_M şi făcînd reducerile necesare se obţine:

$$Q_M = Q_u \left(2{,}26 - \frac{27\, H_0}{\sigma_r}\right) + Q_u \left(0{,}51 - 4{,}24 \frac{H_0}{\sigma_r}\right). \quad (10)$$

Pentru a avea oarecare siguranţă contra alunecării $s_{din} \geqslant 1{,}25$ în consecinţă şi valoarea lui Q_M va trebui să crească:

$$Q_M = 1{,}25\, Q_u \left(2{,}26 - \frac{27\, H_0}{\sigma_r}\right) + Q_m \left(0{,}51 - 4{,}24 \frac{H_0}{\sigma_r}\right). \quad (11)$$

În această relaţie, înălţimea cablului suspendat H_0 se poate aproxima adîncimea de extracţie H, sau se poate aproxima înălţimea turnului care se va adăuga la H. Se observă că greutatea coliviei şi a vagonetelor goale Q_M se poate calcula uşor dacă se cunoaşte Q_u se alege σ_r şi din tabele se ia greutatea moletei sau a roţii motoare dacă instalaţia este montată în turn. În acelaşi mod se poate determina H_0 din ecuaţie adică adîncimea la care se poate folosi instalaţia de extracţie cu roată motoare atunci cînd se cunosc caracteristicile instalaţiei. Astfel din ecuaţia (11) se poate determina valoarea lui H_0:

$$H_0 = \frac{\sigma_r (2{,}82\, Q_u + 0{,}638\, Q_m - Q_M)}{33{,}7\, Q_u + 5{,}3\, Q_m}, \; [m]. \quad (12, a)$$

Făcîndu-se o aplicaţie practică cu relaţia (12) se poate uşor verifica dacă în anumite condiţii de transport pe puţ se poate folosi instalaţia de extracţie cu roată motoare sau nu. Alegîndu-se rezistenţa specifică de rupere a cablului la tensiune — 180 000 kg/cm², pentru o sarcină utilă de 2 t, greutatea unei colivii 5 134 kg, iar greutatea moletei redusă la periferia organului de înfăşurare 2 750 kg rezultă că:

$$H_{0\,min} = \frac{\sigma_r (2{,}82\, Q_u + 0{,}638\, Q_m - Q_M)}{33{,}7\, Q_u + 5{,}3\, Q_m} = = \frac{18\,000\,(2{,}82 \times 2\,000 + 0{,}638 \times 2\,750 - 6\,034)}{33{,}7 \times 2\,000 + 5{,}3 \times 2\,750} = = 299 \cong 300 \text{ m}.$$

Deci, în această situaţie abia de la adîncimea de 300 m poate fi vorba de folosirea unei instalaţii de extracţie cu roată motoare. De asemenea se poate face uz şi de relaţia (2) pentru a determina adîncimea minimă de extracţie la care poate fi folosită instalaţia cu roată motoare, în care tensiunile S_1 şi S_2 se înlocuiesc cu cele dinamice.

$$S_1 = Q_u + Q_M + H_0 q + K_1 Q_u + a_1 \frac{Q_u + Q_M + H_0 q + Q_m}{q},$$

$$S_2 = Q_M + H_0 q - K_2 Q_u - a_1 \frac{Q_M + H_0 q + Q_m}{g}.$$

Înlocuind pe S_1 şi S_2 în relaţia:

$$s_{din} = \frac{S_2 (e^{\mu\alpha} - 1)}{S_1 - S_2}$$

se obţine:

$$s_{din} = \frac{\left[Q_M + H_0 q - K_1 Q_u - \frac{a_1}{g} (Q_M + H_0 q + Q_m)(e^{\mu\alpha} - 1)\right]}{(1 + K_1 + K_2) Q_u + \frac{a_1}{g} [Q_u + 2 (Q_M + Q_m + H_0 q)]},$$

Înlocuind pe $a_1 = \text{m/s}^2$, $K_1 = K_2 = 0{,}10$ $e^{\mu\alpha} = 1{,}87$, $g = 9{,}81$ m/s² şi pe $s_{din} = 1{,}25$

se obţine:

$$H_{0\,min} = \frac{16{,}75\,Q_u + 3{,}37\,Q_m - 5{,}13\,Q_M}{5{,}13\,q}, \text{ [m]}. \quad (12, b)$$

Cu această relaţie se poate calcula adîncimea minimă de la care poate fi folosită instalaţia de extracţie cu roată motoare, indiferent de rezistenţa specifică a cablului, ţinînd seamă de sarcina utilă, greutatea moartă, greutatea moletei redusă la periferia organului de înfăşurare şi greutatea pe metru liniar a cablului. Relaţia aceasta este mai concretă decît relaţia (12, a) fiindcă nu apare în ea σ_r, iar în proiect o dată ales cablul, există mai multă garanţie că q are valoarea reală luată în calcul. În aceleaşi condiţii de transport pe puţ ca şi cele luate în consideraţie la aplicarea relaţiei (12, a), relaţia 12,b dă o adîncime minimă de 340 m.

2. Calculul adîncimii maxime de extracţie cu un singur cablu

Pentru a putea determina adîncimea maximă de extracţie a unei instalaţii de extracţie cu un singur cablu, este necesar să se cunoască în primul rînd lungimea de rupere a cablului cu diametrul cel mai mare folosit în exploatările miniere. Cablul cel mai gros folosit în exploatările miniere are un diametru de 70 mm, deşi literatura de specialitate menţionează că s-au construit cabluri şi cu diametrul de 80 mm, care este considerat ca diametru maxim, dar rezistenţa sa la încovoiere pe organul de înfăşurare este prea mare, din care cauză manipularea lui este greoaie, necesită un număr mare de sîrme pentru confecţionare care nu sînt solicitate în mod uniform, cele mai solicitate se rup mai repede şi deci nu prezintă siguranţă în funcţionare. La puţul Walsum este în funcţie un cablu cu diametrul de 77 mm însă prezintă dezavantajele arătate.

Pentru aceste motive şi pentru că la noi se construiesc cabluri cu diametrul pînă la 65 mm, se ia în consideraţie un cablu cu diametrul de maximum 70 mm, care s-ar putea folosi.

Notînd cu R rezistenţa la rupere a unui cablu, ea este sensibil proporţională cu greutatea sa metrică: $R = L_0 \cdot q$. Astfel un cablu cu diametrul de 70 mm şi rezistenţa specifică la rupere de 180 kg/mm², are $q = 19{,}48$ kg/m, iar rezistenţa la rupere 372 960 kg.

Atunci:

$$L_0 = \frac{R}{q} = \frac{372\,960}{14{,}48} = 19\,150, \text{ [m]}.$$

La noi, după normele de tehnica securităţii, coeficientul de siguranţă a cablului fiind 8—10, numai pentru transport de personal se va lua în calcul 9, pentru cazul roţilor motoare.

În acest caz se poate scrie:

$$s = \frac{R}{Q_u + Q_v + Q_c + H_0 q}$$

sau:

$$s \cdot H_0 q = R - s\,(Q_u + Q_v + Q_c),$$

$$H_0 = \frac{R}{s \cdot q} - \frac{Q_T}{q}. \quad (13)$$

Ştiind că în general la instalaţiile de extracţie au sarcina utilă Q_u este de 40—50% din Q_T se vor da diferite valori pentru Q_T şi ţinînd seamă de $s = 9$ şi de cablul amintit cu diametrul de 70 mm, $q = 19{,}48$ kg/m se va calcula adîncimea maximă de extracţie H care se va lua $H = H_0$, iar Q_u se va lua circa 45% din Q_T,

Relaţia de bază pentru calcul este:

$$H_0 = \frac{R}{s \cdot q} - \frac{Q_T}{q} = \frac{372\,960}{9 \times 19{,}48} - \frac{Q_T}{19{,}48}, \text{ [m]}$$

sau:

$$H_0 = 2\,130 - \frac{Q_T}{19{,}48}. \quad (14)$$

Pentru $Q_T = 4{,}5$ t, $Q_u = 2$ t,

$$H_0 = 2\,130 - \frac{4\,500}{19{,}48} = 1\,898 \text{ m}.$$

În acelaşi mod făcînd calculele pentru alte valori ale lui Q_T, rezultatele se văd în tabela 2.

Tabela 2

Adîncimile de extracţie maxime posibile cu un cablu

Nr. crt.	Q_u, kg	Q_T, kg	Adîncimea de extracţie maximă posibilă H_0, m.	Observaţii
1	2 000	4 500	1 898	
2	4 000	9 000	1 668	
3	8 000	18 000	1 202	
4	12 000	27 000	738	O instalaţie de extracţie cu colivii cu $v = 15$ m/s ar putea extrage 6 048 t/18 h
5	16 000	36 000	274	

Din tabela 2 se vede că pentru sarcini utile pînă la 8 t pot fi uşor utilizate instalaţiile de extracţie cu un singur cablu la minele din ţara noastră, deoarece nu este în perspectivă o adîncime a puţurilor mai mare ca 1 200 m. Dacă se pune problema extracţiei unei sarcini utile de 12 t, se vede că adîncimea maximă de extracţie poate fi 738 m, sau dacă se ia în considerare şi înălţimea turnului de extracţie — circa 700 m. Această adîncime de extracţie va fi atinsă şi de minele din Valea Jiului, iar dacă dinamica planului de producţie va impune o sarcină utilă mai mare de 8 t, va fi absolut necesară montarea unor instalaţii de extracţie cu cabluri multiple, bineînţeles dacă şi viteza economică de extracţie impune această sarcină utilă pentru a face faţă planului de producţie pe care-l are mina respectivă.

Ar exista o singură posibilitate de a mări adîncimile de extracție pentru sarcinile utile arătate în tablou în cazul extracției cu un singur cablu și anume dacă coeficientul de siguranță ar fi mai mic. Acest lucru este posibil deoarece, astăzi, se cunoaște mai precis comportarea cablurilor de extracție în funcție de tehnologia construcției lor, iar în unele țări s-a trecut la micșorarea lui. Totuși de la adîncimile arătate este mai recomandabil să fie folosite instalațiile de extracție cu cabluri multiple, nu numai din punctul de vedere al securității instalației ci și din alte puncte de vedere, care vor fi arătate la avantajele pe care le prezintă aceste instalații.

Domeniul de utilizare a instalațiilor de extracție cu mai multe cabluri.

S-a văzut că de la anumite adîncimi este neapărat necesar să fie utilizate instalațiile de extracție cu mai multe cabluri, pentru a putea menține la același nivel sau mări capacitatea de extracție a instalațiilor.

Această problemă a apărut abia la 70 de ani după ce instalațiile de extracție, așa cum s-a arătat, nu puteau face față extracției cerute în condițiile de atunci. Astăzi însă, nu ne putem aștepta ca într-o perioadă relativ scurtă să poată fi mărită rezistența specifică a cablurilor și de aceea pentru creșterea capacității instalațiilor de extracție de la adîncimi mari și pentru sarcini utile mai mari există următoarele posibilități:

1) extracția cu schipuri;

2) folosirea metalelor ușoare necesare la construcția elementelor instalațiilor de extracție;

3) extracția întreruptă prin folosirea mai multor instalații de extracție în serie;

4) micșorarea coeficientului de siguranță a cablurilor;

5) folosirea instalațiilor de extracție cu cabluri multiple.

La instalațiile de extracție cu schipuri crește sarcina utilă cu 20—30% față de o instalație de extracție similară cu colivii și se reduce simțitor timpul de manevre datorită umplerii și golirii rapide a schipurilor, ceea ce face să crească simțitor capacitatea de extracție a acestor instalații în raport cu cele cu colivii. Prezintă însă și multe dezavantaje și de aceea folosirea lor este limitată numai pentru anumite cazuri. Extracția întreruptă sau discontinuă, deși este folosită în străinătate în cîteva cazuri la adîncimi mari, este foarte scumpă și în prezent de cînd sînt introduse instalațiile de extracție cu cabluri multiple, nu se mai recomandă să fie folosite. Micșorarea coeficientului de siguranță a cablurilor rezolvă în oarecare măsură problema extracției sarcinilor utile mari de la adîncimi mai mari, dar nu la proporțiile cerute în industria minieră, deși acest coeficient a scăzut în multe țări pînă la 4,5.

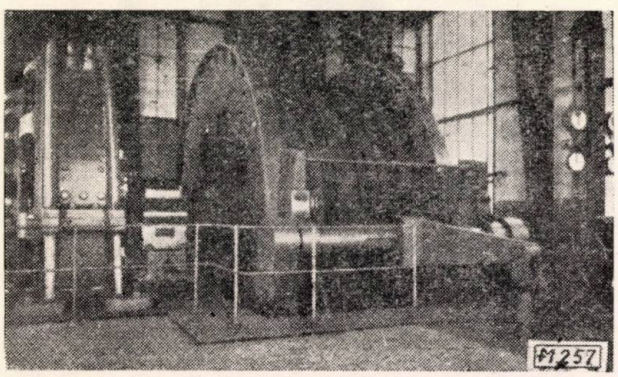


Fig. 2 Roată motoare pentru 4 cabluri.

La adîncimi mari, folosirea metalelor ușoare la construcția coliviilor, vagonetelor și schipurilor aduce anumite avantaje, însă costul instalațiilor în acest caz este mult mai ridicat decît în mod normal și crește pericolul coroziunii în mod simțitor mai ales în puțurile umede, de aceea nu sînt folosite decît în cazuri destul de rare.

Rezolvarea satisfăcătoare a extracției sarcinilor utile mari, de la mare adîncime, au adus-o instalațiile cu cabluri multiple. Datorită avantajelor pe care le prezintă, ele se folosesc astăzi și la adîncimi mai mici decît acelea de la care se impune folosirea lor. Este cert că adîncimile de la care pot fi folosite instalațiile cu un singur cablu sînt suficiente pentru a putea folosi și instalațiile cu cabluri multiple. Literatura de specialitate [3] amintește că instalații de extracție cu cabluri multiple au fost folosite deja în 1909 pentru adîncimi de 100 m, însă nu pentru creșterea sarcinii utile ci pentru a încerca să se evite alunecarea cablului pe roata motoare, ceea ce a și reușit.

Pentru a determina înălțimea minimă de folosire a instalațiilor de extracție cu cabluri multiple ne vom folosi de același raționament ca și în cazul instalațiilor cu un cablu, însă se va folosi coeficientul static de siguranță contra alunecării, căci este mult mai comod pentru calcul. Notînd cu n numărul cablurilor, cu q greutatea pe metru liniar a unui cablu și cu H_0 lungimea cablului suspendat, celelalte notații fiind la fel, se poate scrie:

$$s_{st} = \left(\frac{S_1}{S_2}\right)_{st} = \frac{Q_u + Q_c + Q_v + nq\,H_0 + K_1 Q_u}{Q_c + Q_v + nq\,H_0 - K_2 Q_u} < e^{\mu\alpha}.$$

Ipoteza luată în calcul este ca și pînă acum aceeași, adică, cablul de extracție are aceeași greutate pe metru liniar ca și cel de echilibru $\mu = 0{,}20$, iar tensiunea S_1 este pe partea plinelor și S_2 este pe partea goalelor. Considerînd că o instalație pe sol unghiul $\alpha = 180°$, $e^{\mu\alpha} = 1{,}87$ $s_{st} < 1{,}87$. Aplicînd coeficientul de siguranță static de 1,75, înseamnă că în acest caz $s_{st} = 1{,}497 \cong 1{,}5$. Deci:

$$s_{st} = \frac{Q_u + Q_c + Q_v + nq\,H_0 + K_1 Q_u}{Q_c + Q_v + nq\,H_0 - K_2 Q_u} = 1{,}5, \quad (15)$$

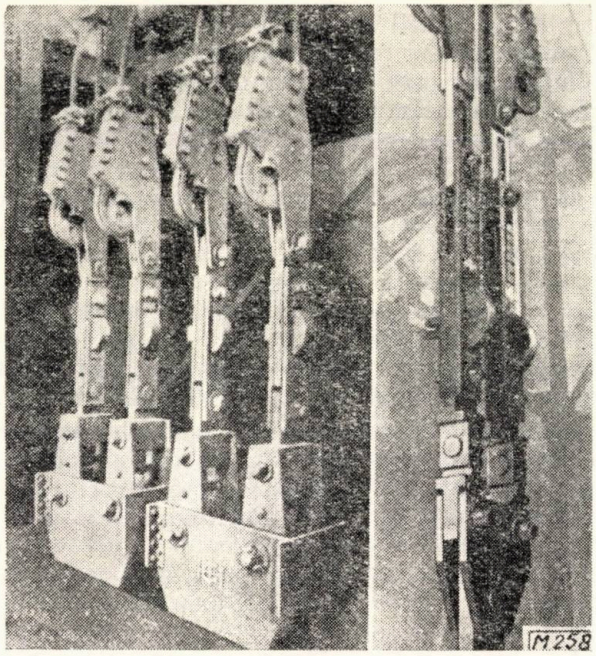


Fig. 3 Mecanism de prindere a 4 cabluri de colivie.

$K_1 = K_2 = 0{,}10.$

Din relaţia (15) calculînd pe H_0 se obţine:

$$H_{0\,min} = \frac{2{,}5\,Q_u - (Q_c + Q_v)}{nq}, \text{ [m]}. \qquad (16)$$

Dacă se ia $Q_v + Q_c = 1{,}25\,Q_u$ adică raportul cel mai nefavorabil pentru sarcinile utile mai mari, atunci:

$$H_{0\,min} = \frac{1{,}25\,Q_u}{n \cdot q}, \text{ [m]}. \qquad (17)$$

Din relaţia (16) se vede că cu cît mai mare este valoarea lui $(Q_c + Q_v)$ cu atît mai mică este adîncimea de la care se pot folosi instalaţiile de extracţie cu roată motoare, iar în cazul cînd $Q_c + Q_v > 1{,}25\,Q_u$, instalaţia poate fi folosită chiar pentru adîncimi mai mici decît cele rezultate din relaţia (17).

Pentru instalaţiile de extracţie montate în turn unde unghiul α are cel puţin 210°, $e^{\mu\alpha} = 2{,}08$, şi aplicînd coeficientul de siguranţă de 1,75 înseamnă că $s_{st} = 1{,}62$ şi după acelaşi procedeu ca şi înainte se obţine:

$$H_{0\,min} = \frac{2{,}03\,Q_u - (Q_c + Q_v)}{n \cdot q}, \text{ [m]}, \qquad (18)$$

iar pentru $Q_c + Q_v = 1{,}25\,Q_u$,

$$H_{0\,min} = \frac{0{,}78\,Q_u}{n \cdot q}, \text{ [m]}. \qquad (19)$$

Dacă unghiul α creşte la 220° atunci:

$$H_{0\,min} = \frac{1{,}91\,Q_u - (Q_c + Q_v)}{n \cdot q}, \text{ [m]} \qquad (20)$$

sau

$$H_{0\,min} = \frac{0{,}66\,Q_u}{n \cdot q}, \text{ [m]}. \qquad (21)$$

Din relaţiile (17), (19) şi (21) se vede că unghiul de înfăşurare a cablului α are o mare influenţă asupra siguranţei contra alunecării. Astfel dacă el este 210° adîncimea, de la care poate fi folosită instalaţia cu roată motoare, este numai de 62,5% din adîncimea minimă necesară pentru aceleaşi condiţii în ipoteza că unghiul α ar fi de 180°, şi numai 53%, dacă unghiul ar fi de 220°.

Dacă instalaţia este echilibrată cu cablu mai greu decît cel de extracţie, situaţia este puţin diferită. Notînd greutatea cablului de echilibru cu q_1 kg/m şi $\frac{q_1}{q} = \lambda$ atunci:

$$\left(\frac{S_1}{S_2}\right)_{st} = \frac{Q_u + Q_c + Q_v + nq\,H_0 + K_1\,Q_u}{Q_c + Q_v + nq_1\,H_0 - K_2\,Q_u} < e^{\mu\alpha}.$$

Pentru $\alpha = 180°$ se obţine:

$$H_0 = \frac{1{,}25\,Q_u - 0{,}5\,(Q_c + Q_v)}{nq\,(1{,}5\,\lambda - 1)}, \text{ [m]}, \qquad (22)$$

pentru $\lambda = 1{,}20$

$$H_0 = \frac{1{,}56\,Q_u - 0{,}62\,(Q_c + Q_v)}{n \cdot q}, \text{ [m]}, \qquad (23)$$

$\measuredangle\ \alpha = 210°$:

$$H_0 = \frac{1{,}262\,Q_u - 0{,}62\,(Q_c + Q_v)}{nq\,(1{,}62\,\lambda - 1)}, \text{ [m]}, \qquad (24)$$

pentru $\lambda = 1{,}20$:

$$H_0 = \frac{1{,}342\,Q_u - 0{,}622\,(Q_c + Q_v)}{nq}, \text{ [m]}. \qquad (25)$$

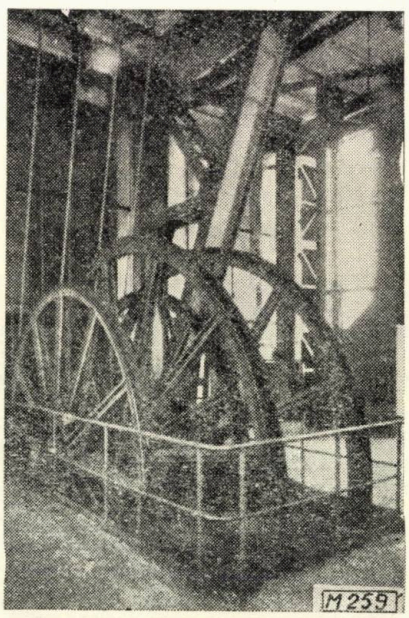


Fig. 4 Roţi (şaibe) de conducere pentru 4 cabluri la instalaţiile de extracţie montate în turn.

Examinînd mai de aproape situaţia instalaţiilor de extracţie cu cablu de echilibru mai greu decît cel de extracţie se observă că ele pot fi folosite de la adîncimi mai mici decît instalaţiile static echilibrate. Este explicabil deci motivul pentru care îndeosebi la instalaţiile cu schipuri se foloseşte cablu de echilibru mai greu decît cel de extracţie. La aceste instalaţii $Q_{sch} \cong 1{,}1\ Q_u$, deci adîncimile de extracţie de la care pot fi folosite sînt mai mari decît pentru instalaţiile de extracţie cu colivii. Dacă schipul are compartiment pentru extracţia personalului atunci se poate lua greutatea schipului $Q_{sch} = 1{,}6\ Q_u$, adică calculele se fac ca şi pentru instalaţiile de extracţie cu colivii. În general se vede că adîncimea de extracţie de la care pot fi folosite instalaţiile de extracţie cu cabluri multiple coincide în general cu adîncimea necesară pentru folosirea instalaţiilor cu un singur cablu. În mod obişnuit greutatea mai multor cabluri (nq) pe metru liniar fiind mai mare decît a unui singur cablu cu diametru mai mare, se poate trage concluzia că instalaţia de extracţie cu cabluri multiple se poate folosi de la adîncimi mai mici decît instalaţia cu un singur cablu [nq este la numitor în relaţiile (16) — (25)].

Literatura de specialitate menţionează încercări făcute cu instalaţiile de extracţie cu cabluri multiple pentru a vedea limita de alunecare a cablului şi s-a stabilit că alunecarea nu a intervenit pentru situaţia în care la o instalaţie cu un singur cablu, acesta ar fi alunecat. Acest lucru se poate explica numai prin aceea că tensiunile statice între cabluri nu sînt absolut egale favorizînd astfel condiţiile de nealunecare. Făcîndu-se mai multe măsurători dinamometrice la puţul Hanibal din R.F. Germană s-a putut constata o supratensiune de 15% din sarcina statică echirepartizată pe cabluri. Dacă pe unul din cabluri există o supratensiune, pe celelalte tensiunea va fi mai mică, deci coeficientul de siguranţă contra alunecării mai mare. Făcîndu-se calculul supratensiunilor din diferite ipoteze se observă că supratensiunea provocată de garnitura de pe roata motoare dă valori foarte apropiate de cele măsurate în R.F. Germană şi anume între 15 şi 20% faţă de sarcina echirepartizată pe cabluri. Se mai poate constata că dacă $Q_c + Q_v$ este mai mare în raport cu Q_u, adîncimea minimă de folosire a instalaţiilor cu roată motoare scade.

Utilizarea unui astfel de raport în cazul acestor instalaţii este posibil, ele fiind static echilibrate şi deci nu influenţează nefavorabil consumul de energie decît în mică măsură în perioade de accelerare, iar în comparaţie cu instalaţiile cu un cablu la care roata motoare are diametru mai mare, această pierdere de energie este compensată. Dacă se verifică coeficientul dinamic de siguranţă contra alunecării, se observă că Q_m fiind mai mic, şi adîncimea de extracţie minimă va fi mai mică.

Procedînd ca şi pentru deducerea relaţiei 12,b pentru instalaţiile de extracţie cu cabluri multiple, se obţine :

$$H_{0\,min} = \frac{16{,}75\ Q_u + 3{,}37\ Q_m - 5{,}13\ (Q_c + Q_v)}{5{,}13\ n \cdot q}. \qquad (26)$$

Luîndu-se coeficientul de siguranţă dinamic de 1,25 şi cel static de 1,75, între adîncimile calculate prin relaţia (26) şi cele de la (15)—(25) sînt diferenţe, însă, este mai comod calculul ţinînd seama de coeficientul static. Pentru a vedea influenţa cablurilor multiple asupra adîncimii în cazul sarcinilor utile mici, este suficient să se arate că pentru o instalaţie unde $Q_u = 1$ t, $Q_c = 1\,000$ kg, $Q_v = 500$kg, $q = 1{,}6$ kg/m, $\alpha = 220°$, $H_0 = 275$ m. Folosind 2 cabluri ($n = 2$) şi $q = 1{,}1$ kg/m, $H_0 = 186$ m.

Astăzi instalaţiile cu cabluri multiple se preferă celor cu un singur cablu, în orice situaţie, din cauza următoarelor avantaje tehnico-economice pe care le prezintă :

a. Cablurile multiple măresc securitatea instalaţiei şi sînt indispensabile pentru extracţia sarcinilor utile mari de la mare adîncime. Din cauza securităţii mărite a instalaţiilor nu sînt necesari paracăzătorii.

b. Diametrul roţii motoare, căreia i se dă forma unui mic tambur, este mult mai mic decît la extracţia cu un singur cablu. De exemplu la o instalaţie de extracţie cu patru cabluri, diametrul roţii motoare revine la jumătate din diametrul uneia folosite la extracţia cu un singur cablu. Reducerea diametrului are următoarele consecinţe :

1) reducerea greutăţii şi dimensiunii instalaţiilor de extracţie ;

2) o creştere proporţională a vitezei roţii motoare şi motorului de acţionare şi în consecinţă o reducere a gabaritului motorului ;

3) o reducere a cuplului de transmitere a motorului prin angrenaje aşa că are loc şi o reducere a inerţiei maselor în rotaţie, ceea ce aduce cu sine o reducere a puterii de acţionare şi a consumului de energie.

Cînd se folosesc motoare cuplate direct cu roata motoare, ele sînt mai voluminoase datorită turaţiei lor scăzute, în schimb se elimină reductorul care este destul de costisitor.

c. Reducerea dimensiunilor instalaţiei de extracţie permite aşezarea instalaţiei într-un turn strîmt, ceea ce aduce economie de teren necesar altor instalaţii.

d. Spaţiul rămas disponibil din cauza dimensiunilor mai mici poate fi utilizat raţional pentru alte trolii. Se poate mări instalaţia de extracţie fără oprirea instalaţiei dacă este nevoie.

O astfel de instalaţie poate fi folosită ca troliu de extracţie pentru săparea puţului cu tambur simplu, instalînd troliul pe sol în timpul săpatului puţului. După terminarea săpării se mon-

tează instalația definitivă. Diametrul roții motoare, D, se ia $D \geqslant 80$ d și se ia obișnuit $D = 80$ d cînd roata motoare nu are șaibă de conducere și se ia $D = 90$ d cînd roata motoare are șaibă de conducere a cablului (d = diametrul cablului).

e. Instalațiile de extracție cu cabluri multiple se pot folosi de la adîncimi mai mici.

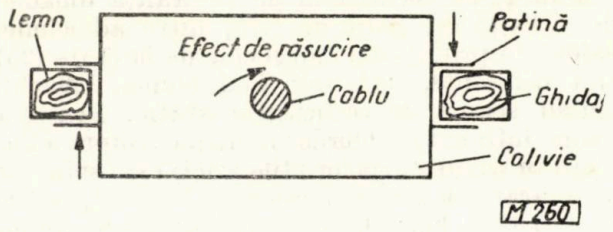


Fig. 5.

f. Instalațiile de extracție cu cabluri multiple sînt mai ieftine decît cele cu un singur cablu. O instalație de extracție cu două cabluri este mai ieftină cu 4,3% decît una cu un cablu avînd colivii și cu 3,5% în cazul instalațiilor cu schip; o instalație cu colivii cu patru cabluri este cu 9,9% mai ieftină decît una cu un cablu și cu circa 6,5% mai ieftină în cazul instalațiilor cu schipuri. Cum prețul instalațiilor de extracție este ridicat, economiile realizate prin procurarea acelora cu cabluri multiple sînt apreciabile.

g. La instalațiile cu cabluri multiple este anihilat efectul de răsucire a cablului prin faptul că se folosește întotdeauna un număr par de cabluri. În figura 5 se vede că efectul se manifestă prin împingerea coliviei către ghidaje, mărind forța de frecare și uzînd ghidajele. La instalațiile cu mai multe cabluri (fig. 5) acestea se iau cu răsuciri inverse anihilînd astfel efectul de răsucire. În felul acesta ghidajele și susținerea puțului sînt mai puțin solicitate, preconizîndu-se chiar folosirea cablurilor ca și ghidaje.

În concluzie se poate spune că instalațiile cu cabluri multiple sînt instalațiile de extracție ale viitorului, sînt mai ieftine, capacitatea lor de extracție poate fi mărită în limite foarte largi, iar adîncimea de la care pot fi folosite

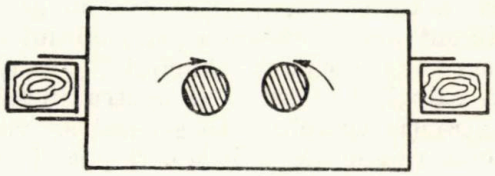


Fig. 6.

este cu atît mai mică cu cît mai mare este raportul $\frac{Q_c + Q_v}{Q_u}$, cu cît mai grele sînt cablurile folosite și cu cît mai mare este unghiul de înfășurare a cablului și, bineînțeles, coeficientul de frecare pe roata motoare.

Bibliografie

[1] * * * *Mnogokanatnîi podiom.* În: Ugletehizdat, 1958.
[2] Weyhausen, E. G. și Mattgenberg, P. *Berechnung Elektrischer Forderanlagen*, Springer Verlag Berlin, 1920.
[3] Lange, Fr. *Die Vierseilförderung.* Verlag Glückauf Essen, 1952.
[4] Bär, S. *Sonderfragen der Mehrseilförderung.* Glückauf, iunie, 1956.
[5] * * * *Extraction multicable.* În: Revue de L'industrie Minerale, mai, 1959.

Structura geologică a zăcămintelor de fier Teliuc şi Ghelar

Ing. Ion Urdea

Prin lucrările de prospecţiuni şi explorări geologice executate de către T.P.E.M., Comitetul geologic şi I.S.E.M., în perioada 1950—1963, în regiunea Poiana Ruscă au fost cercetate în extindere zăcămintele cunoscute şi, de asemenea, a fost descoperită o serie de noi corpuri de minereu în perimetrele Teliuc şi Ghelar. Astfel sub depunerile neogene, la est de zăcămîntul Teliuc-central, a fost interceptat şi conturat, prin lucrări de foraj, zăcămîntul Teliuc-est, iar în perimetrul situat la est de zăcămîntul Ghelar-central a fost pus în evidenţă zăcămîntul Ghelar-est. De asemenea, întro serie de perimetre ca Făgeţel, Nicholson şi Filimon au fost puse în evidenţă zone mineralizate noi.

Lucrările de explorare de detaliu executate la mina Ghelar şi Mihail (în cadrul perimetrelor aflate în exploatare) au pus în evidenţă două zone de minereu şi anume : corpul nou de la mina Ghelar-central şi corpul nou de la mina Mihail.

În articolul de faţă sînt prezentate unele probleme privitoare la structura geologică a zăcămintelor Teliuc şi Ghelar, precum şi cîteva consideraţii asupra condiţiilor de formare a acestora.

I. Stratigrafia

Zăcămintele Teliuc şi Ghelar sînt situate în porţiunea centrală a masivului Poiana Ruscă, „în complexul şisturilor tufogene şi tufitogene (cu zăcăminte de fier) şi anume în nivelul tufogen inferior" (după Maier O. — 1959).

În privinţa denumirii diviziunilor stratigrafice ale rocilor metamorfice (serie-complex-nivel), folosite de Maier O., considerăm mai indicată utilizarea terminologiei aplicate de cercetătorii sovietici în cartarea acestor tipuri de roci. Aceştia folosesc următoarea scară stratigrafică: complex-serie-suită-subsuită sau orizonturi (Nicolaev V. A. — 1957). În acest sens trebuie făcută menţiunea că, dacă în privinţa noţiunilor de serie şi complex părerile cercetătorilor sînt diferite, în ceea ce priveşte termenul de nivel, acesta este o noţiune ce sugerează ideia de limită pe orizontală şi nu în spaţiu (dezvoltarea pe direcţie şi grosime). Pentru a cuprinde şi ideia dezvoltării pachetelor de roci pe verticală, considerăm că termenul de suită, în locul celui de nivel, este mai adecvat. Faţă de cele arătate mai sus vom înlocui denumirea de „nivel tufogen inferior" cu termenul de „suită tufogenă inferioară".

Suita tufogenă inferioară are grosimea între 200 şi 600 m. Grosimea maximă se întîlneşte în zăcămintele : Ghelar-est, Teliuc-est, Ghelar-central şi Teliuc-central. În porţiunea situată la vest de mina Mihail, în perimetrul minei Filimon, şi în extremitatea estică a zăcămîntului Teliuc-est, suita tufogenă inferioară are o grosime mai redusă.

Suita tufogenă inferioară este constituită din şisturi clorito-calcaroase, uneori cu albit, şisturi cloritoase cu albit, şisturi clorito-sericito-cuarţoase, calcare cristaline şi dolomite. O răspîndire relativ redusă o au şisturile cuarţitice şi şisturile grafitoase.

În cadrul acestei suite distingem de jos în sus următoarele orizonturi :

a) orizontul de calcare şi dolomite de culcuş ;

b) orizontul de şisturi tufogene şi tufitogene şi calcare dolomitice cu mineralizaţii de fier ;

c) orizontul de calcare şi dolomite ;

d) orizontul calcar alb — dolomit negru.

În continuare prezentăm rezumativ caracteristicile petrografice ale acestora.

a. Orizontul de calcare şi dolomite de culcuş. Grosimea acestuia variază de la 0 la 200 m. Răspîndirea lui se limitează, exclusiv, la perimetrul Pădurea Oraşului, Teliuc-central, Teliuc-est. Este constituit din calcare, dolomite, şisturi clorito-calcaroase şi şisturi cuarţitice. În partea inferioară a pachetului, de obicei, cantitatea de pigment grafitos creşte.

b. Orizontul de şisturi tufogene şi tufitogene şi calcare dolomitice cu mineralizaţii de fier. Grosimea orizontului variază de la 90 la 350 m. Trebuie

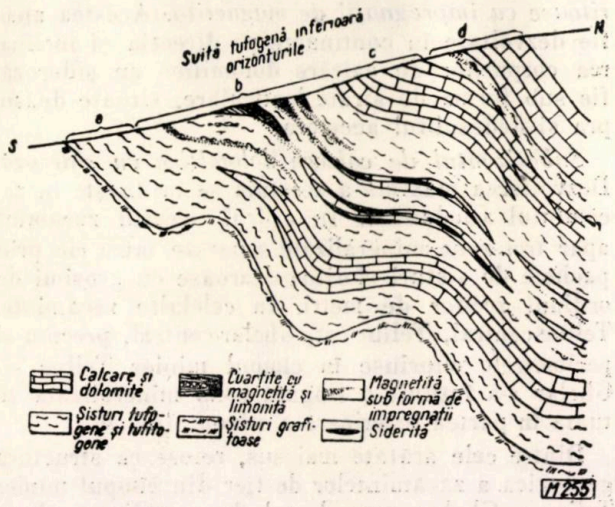


Fig. 1. Profilul sintetic al zăcămintelor de minereuri de fier din cîmpul minier Teliuc-Ghelar.

să remarcăm că perimetrele cu grosimi maxime ca Teliuc-est, Ghelar-est, Teliuc-central și Ghelar-central, corespund zonelor cu acumulări importante de minereu de fier. Spre deosebire de acestea, zonele de subțiere ale respectivului orizont — Mihail — Valea Iberiei, Filimon — Mînăstirea — conțin concentrații de minereuri de fier cu importanță redusă. Compoziția petrografică a acestui orizont este următoarea: șisturi clorito-calcaroase, în mod frecvent, impregnate cu magnetită, rareori cu cuiburi de siderozā; șisturi clorito-sericitoase; șisturi cuarțitice și calcare dolomitice cu mineralizații de siderozā.

În cadrul acestui orizont se pot deosebi o serie de grupe de roci care trec facial pe înclinare și pe direcție de la una la alta. Pentru ușurința descrierii acestora vom folosi termenul de suborizont. Aceste subunități faciale sînt:

— suborizontul cuarțitelor cu hematită;

— suborizontul de șisturi clorito-calcaroase și cloritoase cu impregnații de magnetită;

— suborizontul de calcare dolomitice cu siderozā.

Suborizontul cuarțitelor cu hematită. Acest suborizont are o răspîndire maximă de perimetrul zăcămîntului Ghelar-est (zona Grentzenstein), grosimea lui ajungînd pînă la 50—60 m. Este constituit din cuarțite cu hematită, magnetită și limonită, șisturi cuarțo-cloritoase, șisturi cuarțitice și, rareori, șisturi clorito-sericitoase, șisturi grafitoase și calcare cristaline. Mineralizațiile de fier din cadrul acestui suborizont sînt de importanță redusă. Sînt constituite din hematită, magnetită și limonită. Forma de zăcămînt este de corpuri stratiforme și lentiliforme, dispuse corcondant față de direcția cuarțitelor sau a șisturilor cuarțitice, în care sînt localizate. Conținutul în fier variază între 12—24%. Acest tip de mineralizație a constituit în trecut obiectul unor exploatări de importanță economică redusă (mina Grentzenstein, Sucovate, Wagner).

Suborizontul de șisturi clorito-calcaroase și cloritoase cu impregnații de magnetită. Acestea apar fie dezvoltate în continuare pe direcția și înclinarea corpurilor de calcare dolomitice cu siderozā, fie sub formă de strate lenticulare, situate deasupra și dedesubtul acestora.

Suborizontul de calcare dolomitice cu siderozā. Dezvoltarea maximă a acestuia se întîlnește în zăcămîntul Ghelar-est. În cadrul acestui zăcămînt apar trei zone mineralizate separate între ele prin pachete de șisturi clorito-calcaroase cu grosimi de ordinul zecilor de metri. În celelalte zăcăminte, Teliuc-central, Teliuc-est, Ghelar-central, precum și perimetrele cuprinse în cîmpul minier Teliuc — Ghelar s-a întîlnit o singură zonă mineralizată situată în partea inferioară a orizontului „*b*".

Dintre cele arătate mai sus, reiese că structura geologică a zăcămintelor de fier din cîmpul minier Teliuc — Ghelar, este destul de complicată, datorită următoarelor caracteristici ale acestora:

— numărul mare de corpuri de calcare dolomitice cu mineralizații de siderozā;

— variabilitatea dimensiunilor acestora;

— lipsa reperelor litologice, din cadrul orizontului cu minereuri de fier;

— schimbările faciale din cadrul acestui orizont.

c. Orizontul de calcare și dolomite. Se întîlnește în perimetrul zăcămîntului Ghelar-est și parțial Ghelar-central. Grosimea lui variază între 20 și 150 m. Este constituit din calcare, dolomite și șisturi clorito-calcaroase.

d. Orizontul calcar alb — dolomit negru. Apare aproape pe întreaga porțiune dintre Teliuc și Ghelar. Grosimea lui variază de la 40 la 140 m. Este constituit din calcare, dolomite și șisturi clorito-calcaroase, uneori cu impregnații de magnetită.

Menționăm că ambele orizonturi nu prezintă importanță din punctul de vedere al mineralizațiilor de fier. În ceea ce privește orizontul „*d*", acesta reprezintă reperul stratigrafic de coperiș al suitei tufogene inferioare.

În scopul cunoașterii structurii geologice a zăcămintelor Teliuc și Ghelar, din punct de vedere stratigrafic este important de relevat unele considerații privitoare la modul de răspîndire a zonelor mineralizate, precum și a relațiilor dintre acestea.

1. *Problema îndințărilor dintre diferitele formațiuni geologice*

Acad. prof. Al. Codarcea și prof. V. C. Papiu, în baza studiului rocilor metamorfice ale masivului Poiana Ruscă, au dovedit existența fenomenelor de îndințare dintre pachetele de șisturi, calcare și dolomite din cadrul epizonei masivului Poiana Ruscă. Maier O. și colaboratorii au dezvoltat această concepție, făcînd totodată o serie de precizări.

În cadrul zăcămintelor Teliuc și Ghelar, prin lucrările de explorare executate de T.P.E.M. și I.S.E.M., s-a pus în evidență o serie de detalii pe care le vom descrie în continuare. Astfel, în cadrul orizontului „*b*" se observă că pachetele de șisturi cloritoase, clorito-cuarțoase și șisturi cuarțitice, care au o extindere mare în partea sudică a zăcămîntului Ghelar-est, trec către nord pe direcția de cădere, în șisturi clorito-calcaroase cu intercalații de calcare cristaline și dolomite. Subliniem că în cadrul acestui orizont, în perimetrul minelor Grentzenstein, Sucovate și Wagner, se observă trecerea de la cuarțitele cu hematită și magnetită la șisturi clorito-calcaroase și cloritoase cu impregnații de magnetită, uneori șisturi grafitoase. În continuare către nord, pe direcția de cădere, șisturile clorito-calcaroase cu impregnanții de magnetită trec în calcare dolomitice cu corpuri de siderozā și cu intercalații de șisturi clorito-calcaroase, uneori cu impregnații de magnetită. Considerăm că schimbările faciale susmenționate sînt determinate de procesele de diferențiere mecanică și chimică care au avut loc în timpul sedimentării.

2. *Corelarea stratigrafică a zăcămintelor Teliuc și Ghelar*

Din comparația coloanelor stratigrafice ale celor două zăcăminte reies o serie de asemănări, precum și unele deosebiri. Dintre acestea, cele mai importante sînt următoarele :

a. Rocile din culcușul și coperișul suitei tufogene inferioare sînt, în ambele cazuri, șisturile grafitoase și, respectiv, orizontul calcar alb — dolomit negru.

b. Corpurile de sideroză sînt situate în calcare dolomitice, rareori în șisturi clorito-calcaroase. Calcarele dolomitice respective trec pe direcție și înclinare în șisturi clorito-calcaroase și cloritoase cu impregnații de magnetită.

c. În cadrul zăcămîntului Ghelar-est (și parțial Teliuc-est), deasupra orizontului „*b*", se întîlnesc o serie de corpuri de calcar și dolomite, aparținînd orizontului „*c*", care la est, probabil, se îndințează cu orizontul calcar alb — dolomit negru. Această presupunere se bazează pe faptul că în această porțiune șisturile clorito-calcaroase cu impregnații de magnetită, care separă cele două orizonturi („*c*" și „*d*"), nu se întîlnesc.

d. În cadrul zăcămîntului Teliuc-est și Teliuc-central în culcușul orizontului „*b*" se întîlnește un pachet de calcare și dolomite, aparținînd orizontului „*a*", care constituie, în același timp, reperul de culcuș al zăcămintelor respective, în cazul zăcămîntului Ghelar, orizontul „*a*" lipsește, trecerea făcîndu-se direct de la orizontul „*b*" la șisturile grafitoase de culcuș.

II. Tectonica plicativă și disjunctivă

În ceea ce privește succesiunea proceselor tectonice, care au avut loc în cadrul masivului Poiana Ruscă, sîntem în general de acord cu punctul de vedere al lui Maier O. privitor la succesiunea proceselor de cutare est-vest și nord-sud (1958). Considerăm însă că structura geologică a masivului trebuie să fie studiată, în primul rînd, din punctul de vedere al procesului de sedimentare. În acest sens, un rol esențial îl are direcția de depunere a sedimentelor inițiale, respectiv, linia de țărm, precum și condițiile de formare a mineralizațiilor de fier. În baza analizei hărților geologice, reiese că în porțiunea centrală și estică a masivului, direcția de sedimentare inițială a fost, în general, est-vest (perimetrul Teliuc — Vadul Dobrii). În perimetrul Iazuri se trece de la direcția est-vest la nord-nord-vest — sud-sud-est, și în continuare, către vest de acesta se revine la direcția est-vest.

Părerea noastră este, că modificarea de direcție observată în perimetrul Iazuri (și la nord-vest de acesta, în perimetrul Luncani — Tomești) se datorește schimbării direcției liniei de țărm, care, implicit, a dus la schimbarea direcției pachetelor de roci sedimentare inițiale. În continuare, procesele de cutare, avînd direcția est-vest, au provocat, în cadrul complexului sedimentar, apariția unor serii de cute normale, de amplitudini variabile, avînd direcția generală est-vest.

În perimetrul cîmpului minier Teliuc—Ghelar, direcția de sedimentare coincide cu direcția de cutare est-vest. Structura principală a perimetrului este cuta anticlinală de gradul 1 : Teliuc—Ruda („anticlinoriul" după Maier O.) pe al cărui flanc nordic sînt localizate mineralizațiile de fier tip sideroză. Ca structuri plicative de gradul 2 deosebim următoarele :

— cuta anticlinală și sinclinală din zăcămîntul Teliuc-central și porțiunea vestică a zăcămîntului Teliuc-est ;

— cuta sinclinală Mihail — Ghelar-central — Ghelar-est.

În afară de aceste structuri, în cadrul zăcămintelor se pot deosebi o serie de cute anticlinale și sinclinale de gradul 3 și 4 ca :

— cutele sinclinale și anticlinale din cadrul zăcămintelor Ghelar-central (zona „corpul vechi" și „corpul nou") zăcămîntul Ghelar-est, Teliuc etc. Aceste structuri plicative, deși sînt de proporții reduse datorită uneori repetării aceluiași corp în cadrul unui orizont (de lucrări miniere), au o importanță deosebită în buna coordonare a lucrărilor miniere de deschidere și de exploatare.

Studierea și determinarea acestor structuri constituie unul din obiectivele principale ale lucrărilor de explorare preliminară și de detaliu.

Dislocațiile disjunctive sînt, în general, de proporții reduse, avînd, săriturile cuprinse între 10 și 20 m, rareori 50—100 m și sînt de tipul faliilor normale.

În cadrul zăcămîntului Teliuc cele mai importante sînt :

— falia de pe Valea Cernii, la limita vestică a zăcămîntului cu direcția nord-nord-vest — sud-sud-est, verticală, cu săritura de circa 60 m. Falia produce o ridicare a flancului vestic ;

— falia care separă zăcămîntul Teliuc-central de Teliuc-est, verticală, cu direcția nord-nord-vest — sud-sud-est, săritură 80 m. Falia produce coborîrea zăcămîntului Teliuc-est față de zăcămîntul Teliuc-central.

Celelalte falii din cadrul zăcămîntului Teliuc-est sînt concordante ca direcție cu falia susmenționată și au, în general, sărituri mici (20—30 m). Dislocațiile disjunctive din cadrul acestui zăcămînt produc, totodată, o coborîre în trepte a zăcămîntului de la vest către est.

În cadrul zăcămîntului Ghelar dislocațiile disjunctive mai importante au direcția nord-nord-est — sud-sud-vest și au, în general, sărituri mici (5—10 m, uneori 20—50 m). Cele mai importante sînt :

— falia din zăcămîntul Ghelar-central, situată la vest de puțul central cu direcția nord-nord-est — sud-sud-vest, verticală cu săritura de 30—40 m.

— falia din zăcămîntul Ghelar-est între profilele de explorare 14 și 15 cu direcția nord-nord-est — sud-sud-vest, săritura 30 m.

Celelalte falii din cadrul zăcămintelor Ghelar-central și Ghelar-est sînt de amplitudini reduse și nu modifică, în mod esențial, structura geologică a zăcămintelor respective.

Menționăm că, în cazul zăcămîntului Ghelar-est, faliile respective au fost determinate prin lucrări miniere și de foraj, precum și în baza hărții structurale în izolinii a seriei de șisturi grafitoase.

Aceste lucrări ne-au permis, ca o parte din faliile trasate pe hărțile geologice anterioare să poată fi excluse, faliile respective fiind considerate ca dislocații de amplitudini reduse.

III. Geneza zăcămintelor de fier Teliuc și Ghelar

În ceea ce privește geneza mineralizațiilor de fier din perimetrul Teliuc—Ghelar, sîntem în general de acord cu ipoteza sedimentar-metamorfică susținută de cercetători ca acad. prof. Al. Codarcea și N. Petrulian, prof. V. Patriciu etc., precum și în ultimul timp de O. Maier și colaboratorii. Într-o serie de probleme ca proveniența fierului, condițiile de formare a concentrațiilor de fier și răspîndirea zonară a mineralizațiilor, punctul nostru de vedere fiind diferit, prezentăm în continuare, rezumativ, considerațiile noastre.

1. *Vulcanismul și fenomenele legate de acesta, ca sursă de furnizare a fierului*

Mineralizațiile singenetice de fier din regiunea Poiana Ruscă centrală și de nord ca: calcare dolomitice cu sideroză, șisturi cu impregnații și corpuri de magnetită, cuarțite cu oligist și magnetită (din zona nordică a masivului) sînt localizate exclusiv, în rocile tufogene și tufitogene (formația „efusiv-terigenă" după Strahov N. M. — 1956, 1962). De asemenea, din analiza coloanei stratigrafice a suitei tufogene inferioare reies următoarele:

— corpurile de calcare și dolomite cantonate în cadrul orizonturilor „*a*", „*c*" și „*d*" sînt lipsite de mineralizații de sideroză. Subliniem, în legătură cu aceasta, că rocile tufogene și tufitogene din cadrul acestora au o răspîndire foarte limitată. Mineralizațiile de sideroză sînt localizate, exclusiv, în calcarele dolomitice, aparținînd orizontului „*b*", care trec facial în șisturi tufogene și tufitogene cu impregnații de magnetită.

În afară de Mn. și alte elemente în rocile tufogene și tufitogene, cu mineralizații de fier, se întîlnește, de asemenea P, Zn, Pb, Cu, As, Ag, Ge, Ba. Aceste elemente sînt legate, probabil, de activitatea vulcanică din regiune.

Strahov, N. M. (1956, 1962) consideră că elementele susmenționate au fost transportate și depuse din soluții hidrotermale și emanații gazoase, în condiții submarine. După părerea lui, procesul de formare a formațiunii efuziv terigene și a mineralizațiilor legate paragenetic de acestea are loc în felul următor: „În timpul erupțiilor vulcanice submarine, cenușa vulcanică rezultată, intrînd în mediul marin se răspîndește și se sortează. Față de centrul de erupție, materialul vulcanic se îmbogățește cu material terigen și tufurile propriuzise trec în tufite și, mai departe, în gresii, aleurite și pelite cu adaos de material tufogen. Emanațiile gazoase și soluțiile hidrotermale aferente erupțiilor vulcanice pătrund în apa marină și încep să ia parte la procesul de sedimentare. Se depun și intră în compoziția sedimentului: silicea, diferite combinații de Fe Mn, Al, și, de asemenea, elemente ca: As, Pb, Ba, Zn, Cu, Ag și altele corespunzătoare compoziției soluțiilor hidrotermale. Celelalte componente ca: HCl SO^3, B, F, Br rămîn în soluții și măresc salinitatea hidrosferei. Procesul de depunere este în esență chimic și nu biogen".

Un alt cercetător sovietic Jukov, G.V. (1962) consideră că formarea zăcămintelor de la Krivoi-Rog este legată de: particularitățile procesului de depunere în diferite etape de dezvoltare a geosinclinalului de evoluția activității vulcanice în timp și spațiu, de procesele tectonice și metamorfice și în final de caracterul și intensitatea proceselor de hipergeneză. Astfel, el consideră că „efuziile vulcanice submarine au fost însoțite de o activitate hidrotermală puternică. Aceste soluții au adus în bazin mase enorme de Fe și, de asemenea, cantități importante de Al, Mg și Ca".

Un exemplu care ilustrează veridicitatea celor arătate mai sus, îl constituie activitatea vulcanică din regiunea insulelor Kurile. După cum arată Zelenkov, K. K. (1962) și Magakian I. G. (în aceeași lucrare) apa rîului Iurev, care curge din vulcanul Ebeco reprezintă, în esență, soluții termice actuale, care transportă fier. În partea de vărsare apa conține 0,220 g Fe, debitul rîului 1,8 m^3/s. Rîul transportă în 24 ore 35 tone de fier solubil. Nu este greu de calculat, arată Magakian, I. G., că în condiții favorabile de depunere, în circa 10 000 ani, se poate concentra o masă de fier egală cu 126 milioane tone.

În ceea ce privește problema formării mineralizațiilor de fier singenetice din regiunea Poiana Ruscă, considerăm că fenomenele vulcanice și de sedimentare au dus, pe de o parte, la formarea seriei efuziv-terigene și, pe de altă parte, la depunerea mineralizațiilor de fier. În acest sens considerăm că activitatea vulcanică a furnizat o parte din fierul necesar formării zăcămintelor sub formă de exalații vulcanice. Schematic procesul de formare a mineralizațiilor de fier a avut loc astfel: exalațiile vulcanice, care conțineau mari cantități de fier, în mediul marin au disociat, iar ionii de Fe și Mn cuprinși au trecut în combinații chimice stabile sub formă de limonit, sau sideroză, cu conținuturi reduse de Mn. Procesul de formare a limonitului și, respectiv, a siderozei este determinat de condițiile geologice concrete în care are loc depunerea și, în primul rînd, de *p*H și Eh mediului respectiv.

În lumina celor arătate mai sus, considerăm că zăcămintele singenetice de minereuri de fier sînt

de origină sedimentar efuzivă. Argumentele principale în favoarea acestei ipoteze sînt :

— legătura spațială, exclusivă, a mineralizațiilor de fier cu rocile din formațiunea efuziv-terigenă ;

— compoziția chimică a acestora, respectiv conținutul ridicat în Fe și Mn, precum și prezența P, Cu, Pb, Zn și Ba.

2. *Răspîndirea zonară a mineralizațiilor de fier*

Un profil geologic complet se întîlnește în regiunea zăcămîntului Ghelar-est. Din analiza acestui profil reiese următoarea distribuție a mineralizațiilor de fier de la sud către nord :

a) zona de depunere a limonitei și a sedimentelor silicioase (cuarțite de „Grentzenstein") ;

b) zona de depunere a siderozei în calcare dolomitice.

Schema răspîndirii zonare a mineralizațiilor de fier nu trebuie considerată ca o formă generală aplicabilă pentru orice perimetru din cadrul masivului Poiana Ruscă. În funcție de situația geologică concretă întîlnim cazuri diferite. Astfel, într-o serie de profile din zăcămîntul Ghelar-est și Teliuc-est, avem o dezvoltare puternică a șisturilor cloritо-calcaroase, cu impregnații de magnetită (grosime 50—60 m, conținut în fier 10—12%), fără ca acestea să treacă facial în concentrații de importanță economică de calcare dolomitice cu siderоză. În alte cazuri, mineralizațiile de siderоză se dezvoltă puternic și sînt însoțite de zone mici de șisturi cu impregnații de magnetită. De asemenea, într-o serie de zone din zăcămintele Ghelar-est și Teliuc-est, se observă fenomenul de interpătrundere, de existență a unor zone de trecere de la mediul oxidant la mediul reducător, reprezentate prin șisturi cu impregnații de magnetită, corpuri de calcare dolomitice cu siderоză și șisturi cu siderоză. Fenomene asemănătoare de suprapunere se pot întîlni în perimetrul minei Mînăstirea și Filimon, unde mineralizațiile de cuarțite cu limonită stau direct pe calcarele dolomitice cu siderоză și limonită.

Aceste fenomene sînt datorate existenței unei porțiuni de interpătrundere, respectiv de variație a condițiilor fizicochimice de depunere. Caracteristica generală a șisturilor cu impregnații de magnetită este faciesul de oxizi și mediul oxidant în care are loc depunerea, condiționată la rîndul ei de adîncimea relativ mică a mării respective.

În ceea ce privește mineralizațiile de siderоză, acestea reprezintă acumulări de fier depuse în condiții de mediu reducător. Din analiza hărții geologice și a profilelor respective reies următoarele : în perimetrul Teliuc—Ghelar se poate observa că rocile tufogene și tufitogene cu impregnații de magnetită, trec pe direcția de cădere către nord în corpuri de calcare dolomitice cu concentrații de siderоză, care la rîndul lor trec în roci tufogene și tufitogene cu impregnații de magnetită. Acest fenomen apare evident în zăcămintele în care, prin lucrările de explorare, a fost conturată și extremitatea nordică a acestora (ca : zăcămîntul Teliuc-est, Nicholson, Pădurea Orașului și mina Mihail). Existența de depuneri caracteristice mediului oxidant, atît pe flancul sudic, cît și nordic al zăcămintelor respective, ne face să presupunem existența, în perimetrul în care se dezvoltă concentrațiile de siderоză, a unor zone cu condiții reducătoare, probabil, sub forme de fose.

Tot în acest sens, considerăm că zăcămintele de la mina Mihail (flancul sudic) și Valea Iberiei (flancul nordic) marchează extremitatea vestică a fosei Teliuc — Ruda. La vest de aceasta, mineralizațiile de fier sînt reprezentate, aproape exclusiv, prin faciesul de oxizi, cu excepția minei Vadul Dobrii și a cîtorva iviri de siderоză la Mătrăguna, Dragoș etc.

În concluzie, în baza celor arătate mai sus, subliniem că în cadrul zăcămintelor Teliuc și Ghelar răspîndirea zonară susmenționată este veridică și poate constitui un criteriu de prospecțiune și pentru celelalte perimetre din zona centrală a masivului Poiana Ruscă. În forma ei completă ea apare în perimetrul zăcămîntului Ghelar-est și, parțial, Teliuc-est (porțiunea centrală).

3. *Importanța metamorfismului regional în modificarea compoziției chimice și mineralogice a mineralizațiilor de fier*

Modificările principale survenite în timpul metamorfismului regional sînt :

a) Formarea paragenezei secundare de tipul siderоză + magnetit. Magnetitul care apare în masa de siderоză pe fisuri și în zonele de diaclazare este un rezultat, probabil, al disociației termice a siderozei. Paralel cu procesul de formare a magnetitului are loc formarea sericitului (alocuri muscovit), clorit, pirită, și foarte rar, calcopirită, arsenopirită și galenă. Acest proces apare foarte evident în cadrul zăcămîntului Ghelar-est și, parțial, în cadrul celorlalte zăcăminte din cadrul cîmpul minier Teliuc — Ghelar. În forma completă procesul de transformare a siderozei în magnetit apare în perimetrul Rușchița (v. Boul și p. Raci), probabil și în legătură cu intruziunile de banatite.

b) Magnetitul din șisturile tufogene și tufitogene apare ca un rezultat al transformării limonitei în condiții de metamorfism regional. În baza studierii șisturilor cu magnetită din regiune, se poate presupune următoarea schemă de transformare a mineralelor :

limonit $\xrightarrow[\text{regional}]{\text{metamorfism}}$ magnetit, oligist

magnetit, oligist $\xrightarrow[\text{superficială}]{\text{alterare}}$ martit, limonit

Concluzii

Din cele arătate se pot trage următoarele concluzii generale:

1. Existența unei legături spațiale intime între mineralizațiile de fier și rocile tufogene și tufitogene.

2. Mineralizațiile de fier singenetice sînt reprezentate prin sideroză în calcare dolomitice, șisturi clorito-calcaroase cu impregnații de magnetită și cuarțite cu hematită. Aceste mineralizații sînt localizate în suita tufogenă inferioară, în special în orizontul „*b*".

3. Tectonica plicativă și disjunctivă are o importanță deosebită în determinarea structurii geologice a zăcămintelor respective. Zăcămintele din cîmpul minier Teliuc — Ghelar sînt localizate pe flancul nordic al anticlinalului Teliuc—Ruda.

Structura principală este complicată de o serie de cute de gradul 2, 3 și 4. Tectonica disjunctivă este reprezentată prin dislocații cu amplitudini de ordinul metrilor, rareori, zecilor de metri de tipul faliilor normale, avînd direcția nord-nord-vest — sud-sud-est și nord-nord-est — sud-sud-vest.

4. Din punct de vedere genetic mineralizațiile de fier aparțin tipului sedimentar-efuziv metamorfozat.

În funcție de condițiile geologice concrete în care a avut loc procesul de sedimentare, s-au format acumulări de fier diferite: limonite în roci tufogene și tufitogene, limonite în depuneri silicioase și sideroză în calcare dolomitice.

Bibliografie

[1] Maier, O., Bercea, M., Bercea, I., Mureșan, M., Kräutner, G. și Kräutner, H. *Raport asupra cercetărilor geologice în masivul Poiana Ruscă*, Teliuc-Ghelar, 1958. Arhiva Comitetului geologic.

[2] Nicolaev, V. A. *Metodiceskoe rukovodstvo po gheologhiceskomu kartirovaniu metamorficeskih komplexov*, Moskva, 1957, p. 144—153.

[3] Strahov, N. M. *Tipî osadocinovo proțesa i formații osadocinîh parod.* Izvestia Akademii Nauk SSSR, seria gheologhiceskaia, nr. 8, 1956, p. 29—61.

[4] Strahov, N. M. *Osnovî teorii litogheneza.* Vol. I. Izdatelstvo Akademii Nauk SSSR, Moskva, 1962, p. 153—159.

[5] Suharev, M. A. și Kosareva, T. I. *Raport geologic minereuri de fier Poiana Ruscă 1950*, Arhiva T.P.E.M.

[6] Urdea, I. *Raport geologic asupra zăcămîntului Ghelar*, 1959, Arhiva T.P.E.M.

[7] Zelenov, K. K. *Hidrotermi aktivnih vulkanov Kurilskoi griadi kak istocinik nakoplenia Fe i Al v morskih baseinah.* În: Voprosî vulkanizma. Trud I B Vsesoiuznovo vulkanoghiceskovo soveșciania, Izdatelstvo Akademii Nauk SSSR, Moskva, 1962, p. 63—69.

Posibilităţi de aplicare a izotopilor radioactivi în industria minieră

Ing. D. Fodor

Dezvoltarea aplicaţiilor practice ale izotopilor radioactivi în industria minieră şi în celelalte ramuri ale economiei naţionale a unei ţări este o problemă de mare importanţă. Înşiruirea în cele ce urmează a cîtorva aplicaţii efectuate pînă în prezent în minerit şi geologie cu ajutorul izotopilor radioactivi va arăta importanţa aplicabilităţii izotopilor radioactivi pentru industria minieră şi posibilităţile neobişnuite ce le oferă aceştia, industriei miniere încă de acum, de la începuturile aplicaţiilor lor.

Scopul principal al folosirii izotopilor radioactivi este creşterea productivităţii muncii şi mărirea securităţii muncii în diferite procese de producţie.

Proprietăţile izotopilor radioactivi şi alegerea lor pentru folosirea în practică

Posibilităţile de folosire a izotopilor radioactivi, în cercetările ştiinţifice şi în aplicaţiile practice, sînt determinate de proprietăţile specifice ale acestora, pe care la elementele chimice obişnuite nu le întîlnim

Cea mai importantă proprietate specifică a elementelor radioactive este timpul de înjumătăţire, alături de care se înscriu şi celelalte două proprietăţi principale — natura şi energia radiaţiilor.

Prin timpul de înjumătăţire a unei dezintegrări radioactive se înţelege timpul în care se dezintegrează jumătate din numărul nucleelor atomice ale unei substanţe radioactive.

Acest timp de înjumătăţire al diferitelor elemente radioactive variază într-un interval larg, aşa după cum se vede în tabela 1.

Energia de radiaţie pe care o emit izotopii radioactivi variază de la caz la caz între cîteva mii şi cîteva milioane de electronvolţi.

Pentru aplicaţii practice au importanţă numai acei izotopi radioactivi al căror timp de înjumătăţire este destul de lung şi care au energia de radiaţie corespunzătoare condiţiilor şi scopului în care se vor folosi.

Izotopii radioactivi cu timpul de înjumătăţire de ordinul a cîteva ore apar foarte avantajoşi pentru aplicaţii, deoarece aceşti izotopi îşi pierd activitatea foarte curînd şi nu mai prezintă pericol de radiaţii. Totuşi, timpul de înjumătăţire scurt limitează posibilităţile folosirii izotopului atunci cînd trebuie să facem o aplicaţie de durată mai mare. Din acest motiv în aplicaţiile practice lucrăm cu izotopi cu timpul de înjumătăţire lung şi cu energia radiaţiilor corespunzătoare scopului urmărit.

Din coloana a treia a tabelei 1, se observă că fiecare izotop radioactiv emite una sau două feluri de radiaţii. Fiecare din cele trei radiaţii (α, β şi γ), care pot apărea la dezintegrarea unui element radioactiv natural sau artificial, are o altă capacitate de pătrundere prin materiale.

Radiaţia alfa (α) are o putere de ionizare foarte mare la trecerea prin aer sau gaze şi din această

Tabela 1

Izotopii radioactivi importanţi pentru aplicaţii tehnice şi cercetări ştiinţifice

Izotopul	Timpul de înjumătăţire	Radiaţia	Energia, MeV		Modul de obţinere cel mai important
			β	γ	
$^{3}_{1}H$	12,3 ani	β^-	0,018	—	R $^{6}_{3}Li$ (n, α)
$^{14}_{6}C$	5650 ani	β^-	0,156	—	R $^{14}_{7}N$ (n, p)
$^{22}_{11}Na$	2,6 ani	β^+, α	0,58	1,3	C $^{24}_{12}Mg$ (d, α)
$^{24}_{11}Na$	15 h	β^-, γ	1,4	2,7	R $^{23}_{11}Na$ (n, γ)
$^{31}_{14}Si$	2,6 h	β^-	1,48	—	R $^{30}_{14}Si$ (n, γ)
$^{32}_{15}P$	14,3 zile	β^-	1,7	—	R $^{32}_{16}S$ (n, p)
$^{35}_{16}S$	87 zile	β^-	0,168	—	R $^{35}_{17}Cl$ (n, p)
$^{42}_{19}K$	12,5 h	β^-, γ	3,5	1,5	R $^{41}_{19}K$ (n, γ)
$^{45}_{20}Ca$	163 zile	β^-	0,26	—	R $^{44}_{20}Ca$ (n, γ)
$^{51}_{24}Cr$	27,8 zile	γ	—	0,32	R $^{50}_{24}Cr$ (n, γ)
$^{56}_{25}Mn$	2,6 ore	β^-, γ	2,8	2,1	R $^{55}_{25}Mn$ (n, γ)
$^{59}_{26}Fe$	45 zile	β^-, γ	0,46	1,3	R $^{58}_{26}Fe$ (n, γ)
$^{60}_{27}Co$	3,5 ani	β^-, γ	0,31	1,3	R $^{59}_{27}Co$ (n, γ)
$^{65}_{30}Zn$	244 zile	β^+, γ	0,32	1,1	R $^{64}_{30}Zn$ (n, γ)
$^{89}_{38}Sr$	53 zile	β^-	1,46	—	R $^{88}_{38}Sr$ (n, γ)
$^{110}_{47}Ag$	270 zile	β^-, γ	0,6	1,4	R $^{109}_{47}Ag$ (n, γ)
$^{131}_{13}J$	0,14 zile	β^-, γ	0,6	0,7	fisiunea uraniului
$^{137}_{55}Cs$	26,6 ani	β^-, γ	0,52	0,662	fisiunea uraniului
$^{134}_{55}Cs$	2,13 ani	β^-, γ	0,66	0,79	R $^{133}_{55}Cs$ (n, γ)
$^{170}_{69}Tm$	127 zile	β^-, γ	0,97	0,084	R $^{169}_{69}Tm$ (n, γ)
$^{182}_{73}Ta$	111,2 zile	β^-, γ	0,5	1,4	R $^{181}_{73}Ta$ (n, γ)
$^{185}_{74}W$	73,2	β^-	0,43	—	R $^{184}_{74}W$ (n, γ)
$^{192}_{77}Ir$	74,4 zile	β^-, γ	0,67	0,3	R $^{191}_{77}Ir$ (n, γ)
$^{198}_{79}Au$	2,7 zile	β^-, γ	0,97	0,4	R $^{197}_{72}Au$ (n, γ)
$^{204}_{81}Tl$	4 ani	β^-	0,8	—	R $^{203}_{81}Tl$ (n, γ)

Observaţii: R — reactor
C — ciclotron

cauză este puțin penetrantă. Acesta fiind motivul, radiația α se folosește în practică pentru înlăturarea cîmpurilor electrostatice, periculoase, produse spre exemplu la fabricarea materialelor explozive, la fabricarea materialelor plastice, la fabricarea hîrtiei, etc. Asemenea aplicații s-ar putea găsi și în minerit.

Radiația beta (β) este mai adecvată pentru aplicații practice și cercetări deoarece are o putere de pătrundere mai mare. Ea poate pătrunde prin foițe metalice și se pretează pentru controlul și măsurarea grosimii benzilor de hîrtie sau măsurarea continuă fără contact a grosimii stratului de acoperire dintr-un aliaj pe benzile de oțel.

În practica industrială se folosește în majoritatea cazurilor radiația γ, pentru controlul indestructiv al materialelor metalice, în metalurgie și în construcția de mașini constituind metoda numită gamagrafie. Această metodă este folosită mai ales pentru determinarea calității sudurilor.

În prezent dispunem de un număr mare de izotopi radioactivi utilizați la diferite lucrări de cercetări și la controlul proceselor tehnologice, și acest număr crește continuu.

În practica curentă a mineritului din țara noastră nu s-au folosit pînă acum izotopii radioactivi, cu excepția unei încercări izolate, efectuată la *E. M. Petre Gheorghe* din trustul minier BAIA-MARE, de către Institutul de fizică atomică de pe lîngă Academia R.P.R.

În țările în care această aplicare are o dezvoltare mai amplă în ramura minieră, izotopii radioactivi se folosesc în două scopuri și anume:

1. Ca surse de radiații, care pot pătrunde prin diferite materiale groase, indiferent de starea de agregare, și în felul acesta permit să se controleze numeroase caracteristici ale materiei prime și ale produselor finite, să se urmărească și să se comande automat tăierea, transportul și tehnologia producției etc.

2. Ca indicatori sub formă de atomi marcați, pentru urmărirea diferitelor procese tehnologice, de exemplu la prepararea substanței minerale utile, la studiul curenților de aeraj în subteran, la determinarea infiltrațiilor de ape subterane, la determinarea caracteristicilor pînzelor acvifere etc.

Amploarea pe care au luat-o indicatorii radioactivi în aplicații practice și cercetări se poate explica prin numeroase avantaje pe care le au în comparație cu metodele clasice.

Metoda atomilor marcați este mult mai sensibilă decît toate celelalte metode de analiză, atomii marcați putînd fi identificați în cantități care merg pînă la 10^{-10} grame.

Importanța izotopilor radioactivi în minerit

Conform cercetărilor teoretice inițiale, apărute în literatura de specialitate, izotopii radioactivi pot fi folosiți în cea mai mare parte a sectoarelor lucrărilor miniere.

În majoritatea cazurilor de folosire a izotopilor radioactivi, aceștia duc la îmbunătățiri directe ale proceselor de producție, accelerează controlul calității materiilor prime extrase și în final duc la reducerea prețului de cost pe tona de substanță minerală utilă extrasă.

Folosirea izotopilor radioactivi s-a răspîndit în ultimii ani mai ales în prospecțiunea geologică și minieră. Multe probleme geologice miniere care reclamau mult timp s-au simplificat considerabil cu ajutorul izotopilor radioactivi; totodată folosirea izotopilor în aceste probleme a dus la micșorarea prețului de cost, element foarte important în rezolvarea problemelor practice.

În explorarea geologică s-a răspîndit, ca o metodă modernă, metoda carotării cu ajutorul elementelor radioactive a găurilor forate.

Această metodă dă rezultate bune acolo unde carotajul electric și recarotarea mecanică nu pot fi aplicate sau sînt prea puțin eficace.

În industria petrolului din țara noastră s-au introdus procedeele geofizice de explorare, care în momentul de față tind să înlocuiască total carotajul mecanic.

În U.R.S.S., în unele țări de democrație populară și în unele țări din apus, măsurătorile geofizice sînt întrebuințate pe scară industrială, pentru prospectarea și explorarea zăcămintelor de cărbuni prin sonde, cu rezultate tot atît de bune ca și cele din industria petrolului.

Și în țara noastră, pentru remedierea inconvenientelor carotajului mecanic, s-au introdus, din anul 1956, procedeele geofizice de prospectare și explorare a zăcămintelor de cărbuni prin sonde.

Cu ajutorul carotajului radioactiv, aplicat în sonde de adîncime mare, putem cerceta stratele și succesiunea lor în gaura forată și determina poziția și natura stratelor productive și neproductive străbătute de gaura de sondă (fig. 1).

În carcasa de oțel *1*, la capătul inferior, se introduce sursa de cobalt radioactiv (Co^{60}) ale cărui radiații gama iradiază stratele traversate de gaura de sondă. În funcție de caracterul petrografic și de compoziția chimică împrăștierea radiației gama diferă de la un strat la altul.

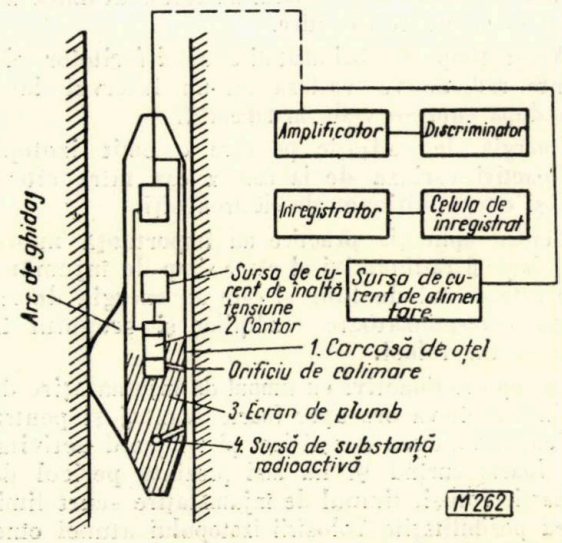


Fig. 1. Schema dispozitivului de fund gama-gama.

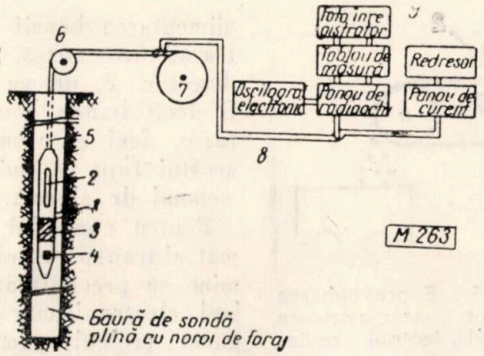


Fig. 2. Schemă aparaturii de carotaj radioactiv pentru înregistrarea curbelor de radioactivitate: gama-natural; neutron-gama; gama-gama:
1 — carcasă de oțel; *2* — contoar Geiger-Müller; *3* — ecran de plumb; *4* — sursă de neutroni sau de radiații gama (Co^{60}); *5* — cablu electric; *6* — roată de ghidaj (geamblac); *7* — tambur pentru derularea cablului; *8* — cablu electric de legătură; *9* — schemă de înregistrare a impulsurilor electrice primite de la contoarele Geiger-Müller din gaura de sondă.

Radiațiile împrăștiate de stratele iradiate expuse radiațiilor primare ale cobaltului radioactiv (Co^{60}) se înregistrează cu un contor Geiger-Müller *2*, montat la o anumită distanță mai sus, de la sursa radioactivă de cobalt *4*, de care este despărțită de un ecran de plumb *3*. Diferite strate se evidențiază prin grade diferite de reflectare a radiațiilor.

În esență se poate afirma că, carotajul γ—γ este carotajul densității rocilor întîlnite în găurile de sondă. Acest procedeu înregistrează greutățile volumetrice ale rocilor întîlnite constituind o metodă foarte indicată pentru detectarea stratelor de cărbune, care au o greutate volumetrică de 1,2—1,6, în timp ce greutatea volumetrică a rocilor înconjurătoare variază între limite mai ridicate.

Cea mai puternică reflexie se constată în șisturi. Reflexia perceptibilă se mai măsoară și în gresii, în timp ce calcarul are reflexia cea mai slabă.

Deci aparatul înregistrează manifestarea diferitelor strate necunoscute și din aceasta se trag concluzii asupra structurii geologice a stratelor prin care a trecut sonda.

Această metodă a carotajului γ—γ a fost perfecționată prin folosirea contoarelor cu scintilație, în locul contoarelor Geiger-Müller.

O metodă geofizică modernă, introdusă în practică în ultimii ani pentru determinarea profilelor geologice ale găurilor de sondă, este carotajul gama-neutronic (fig. 2).

Această metodă se bazează pe înregistrarea radiației gama provocate prin bombardarea cu neutroni rapizi a rocilor din pereții găurilor de sondă. Neutronii rapizi se obțin dintr-o sursă formată dintr-un amestec de beriliu sub formă de praf cu o substanță radioactivă (Po, Ra) care emite radiații alfa (α) (He_2^4) ce acționează asupra nucleului de $_4Be^9$ sau din două plăcuțe de beriliu între care se introduce o foiță de poloniu.

Pe măsură ce dispozitivul de forat înaintează în adîncimea pămîntului, neutronii rapizi bombardează roca cu care ajung în contact.

După un mare număr de ciocniri, neutronii rapizi își pierd energia cinetică și în felul acesta se transformă în neutroni lenți (termici) care interacționează cu nucleele elementelor constituente ale rocilor și dau naștere la reacții nucleare, în decursul cărora iau naștere cuante gama. Intensitatea acestei radiații gama secundare este înregistrată de contorul cu scintilații cu fotomultiplicator ca și la carotajul γ—γ.

Neutronii sînt încetiniți cel mai eficace de nucleele de hidrogen și clor. Ultimul element are și o acțiune eficace foarte mare de captare a neutronilor. Din această cauză în timpul mișcării dispozitivului de fund în gaura de sondă contoarele înregistrează radiațiile gama secundare, produse de fenomenul de captură, datorită prezenței clorului în rocile întîlnite.

Pe baza maximelor diferite de absorbție a neutronilor în diferite elemente conținute în rocă, se pot trage concluzii și asupra naturii chimice a zăcămîntului prin care a trecut forajul.

Carotajele y-y și gama-neutronic se folosesc astăzi și la noi în țară ca completare a metodei de carotaj electric.

Din diagramele carotajului radioactiv se poate determina prezența fiecărui strat prin care a trecut gaura de sondă și totodată se poate distinge foarte bine limita dintre strate.

Metoda neutronilor lenți, neutroni inițiali rapizi dar încetiniți, a dat rezultate bune la determinarea umidității rocilor și a materialelor de vrac. Această metodă se bazează tocmai pe încetinirea neutronilor de către nucleele de hidrogen din moleculele de apă. Cu cît materialul cercetat este mai umed cu atît este mai mare cantitatea de neutroni difuzați și încetiniți.

Pentru determinarea umidității cărbunelui, nisipului etc., se folosește o sondă care este introdusă în substanța respectivă. Sonda este formată dintr-un tub de aluminiu în care se găsește un contor pentru neutroni umplut cu BF_3, iar sursa este fixată pe partea exterioară a tubului. În felul acesta contorul este complet învăluit în norul de neutroni și impulsurile înregistrate constituie o măsură directă a conținutului de apă. În figura 3 se observă ordinea de măsurare și creștere a nu-

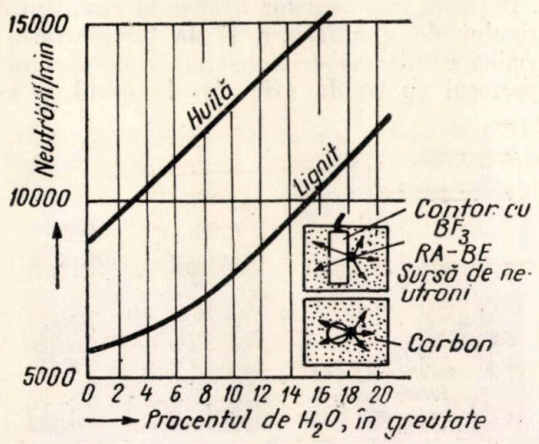


Fig. 3. Umiditatea huilei și a lignitului exprimată în procente de greutate.

mărului de pulsuri pentru huilă și lignit. Măsurătorile au fost făcute pe material granulat cu mărimi de aproximativ 1 cm, și care a fost umezit suplimentar cu apă. Ca sursă de neutroni se folosește un preparat de Ra-Be care conține 10 m C Ra. În același fel se poate măsura și cantitatea procentuală de carnalit amestecat într-o sare de potasiu.

După cum se observă din figura 3 la determinarea umidității cărbunilor trebuie să avem însă în vedere că împrăștierea și încetinirea neutronilor sînt provocate nu numai de hidrogenul conținut în apă (deci nu numai de umiditate), ci și de hidrogenul care intră în compoziția moleculelor organice ale substanțelor volatile. Diferite calități de cărbune diferă între ele considerabil în ceea ce privește conținutul de hidrogen, de aceea, aparatul pentru asemenea măsurători, numit hidrometru neutronic, trebuie să fie etalonat aparte pentru fiecare calitate de cărbune. Un astfel de hidrometru permite să se măsoare și umiditatea vetrei, umiditatea stratelor de lignit și a materialelor în vrac împrăștiate pe o suprafață plană.

Această metodă a neutronilor rapizi este propusă și pentru determinarea automată a umidității minereurilor, a cărbunilor sau a cocsului de pe banda transportoare.

Întrucît intensitatea radiației gama difuzată depinde direct de greutatea specifică a materialului, se poate folosi această proprietate pentru determinarea greutății specifice a substanțelor minerale utile, și a rocilor în general.

Pe măsură ce greutatea specifică a rocii crește, crește intensitatea radiației difuzate captată de detector și astfel se poate deduce greutatea specifică a rocii.

În figura 4 se poate observa tehnica de lucru pentru determinarea greutății specifice cu această metodă.

În ultimul timp a fost rezolvată și problema determinării și supravegherii cantității de cărbune sau minereu transportat cu benzile transportoare. Această metodă se bazează pe măsurarea absorbției radiației gama care trece prin minereu sau cărbune și care apoi ajunge la sistemul de detectare. Datorită impulsurilor trimise în circuitul dispozitivului de amplificare și de înregistrare, se determină cantitatea de substanță transportată cu trasportorul cu bandă (fig. 5). În cazul în care

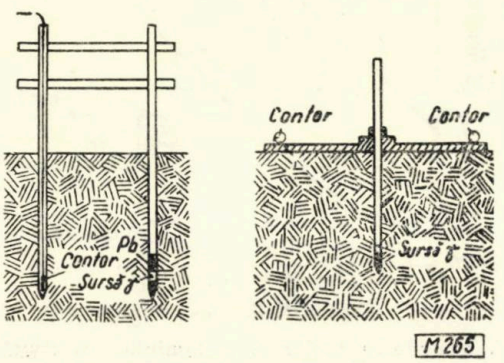


Fig. 4.

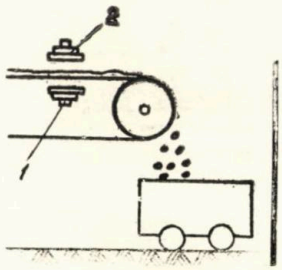


Fig. 5. Supravegherea benzilor transportoare folosind izotopi radioactivi:

1 — sursă radioactivă ; *2* detector

alimentarea benzii încetează, între sursă, *1*, și detector, 2, nu va mai fi decît banda transportoare, deci ca urmare a acestui fapt se emite un semnal de alarmă.

Pentru controlul automat al transportoarelor în mine se preconizează releul electronic cu radiații gamă (releul gamaelectronic R.G.E.), care se amplasează în dreptul sursei de radiații, astfel încît fascicolul de radiații să cadă pe el. Spațiul dintre sursă și detector este străbătut de fascicolul de radiații gama. Ca sursă de radiații gama se poate folosi Eu^{63}_{155} cu $E\gamma = 0{,}087$ MeV sau $_{27}Co^{00}$ cu $E(\gamma) = 1{,}3$ MeV. Îndată ce fascicolul e întrerupt de un corp oarecare, scade intensitatea radiației gama și R.G.E. deconectează circuitul.

Cu acest aparat se pot număra automat vagonetele de mină, se poate controla dacă vagonetele sînt umplute reglementar, se poate detecta astuparea pîlniilor, se pot comanda automat mișcările transportorului încărcător sau mișcările vagonetelor de cale ferată în timpul umplerii, se poate controla și comanda buncărul basculant etc.

Tot pe baza fenomenului de atenuare a intensității radiațiilor gama s-a trecut la automatizarea încărcării din silozuri.

În figura 6 este reprezentată manevrarea clapetelor *1*, ale silozului de umplere a vagonetelor. Sursa, *3*, determină ca în momentul în care vagonetul a ajuns în dreptul ei, detectorul, *4*, să deschidă clapetele buncărului de umplere a vagonetelor. Umplerea se face pînă în momentul în care sursa *2* este despărțită de detectorul *5*, de stratul de material, ca de exemplu cărbune, cu care s-a umplut vagonetul. Manevrarea automată a clapetelor se execută de blocul electronic *6*.

În U.R.S.S. s-a elaborat o metodă radiometrică ieftină și eficace de sortare a cărbunilor și de concentrare preliminară a minereurilor, bazată pe variația atenuării radiațiilor nucleare de către substanțele minerale utile și steril.

În figura 7 se arată modelul separatorului pentru separarea bucăților de cărbune și steril. Controlul absorbției radiațiilor și separarea bucăților se fac una cîte una. Pentru aceasta există dispozitive care împart fluxul de cărbuni într-o serie de canale în care bucățile se mișcă una după alta. La sfîrșitul fiecărui canal se fixează o sursă de gama (tuliu 170) ale cărei radiații sînt inter-

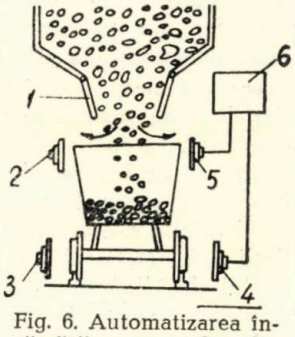


Fig. 6. Automatizarea încărcării vagonetelor din siloz:

1 — clapetă ; *2* și *3* — surse radioactive ; *4* și *5* — detectoare ; *6* — bloc electronic.

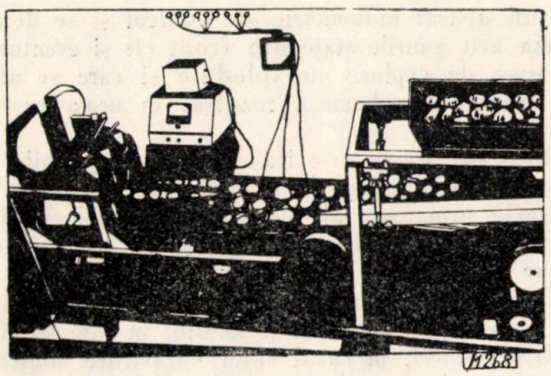


Fig. 7. Vedere generală a modelului de separator radiometric.

ceptate de bucata în mişcare. La trecerea unei bucăţi de steril, intensitatea radiaţiilor scade sub o valoare dinainte stabilită şi un releu electronic cu o acţiune rapidă conectează electromagnetul unei lopeţi de întoarcere, care aruncă bucata de steril într-un recipient special.

O problemă importantă a automatizării proceselor de producţie în industria cărbunelui este stabilizarea automată a mişcării combinelor din abataje şi a celor din lucrările de înaintare, conform unui program dat şi în funcţie de hipsometria stratului.

În U.R.S.S. s-au efectuat cercetări în scopul realizării unor traductoare automate care să emită semnale în caz de abatere de la mersul impus de hipsometria stratului de cărbune, adică semnale care să realizeze „aderarea" automată a combinei la contururile stratului.

Pentru rezolvarea acestei probleme s-a făcut uz de particularităţile interacţiunii radiaţiilor nucleare cu materia.

S-au făcut mai multe încercări de stabilizare şi anume:

1. *Stabilizarea în funcţie de contactul dezvelit liniar, denumit „steril-cărbune"*

În acest caz rolul traductoarelor de coordonate era de a stabiliza mişcarea combinei de înaintare de-a lungul contactului dezvelit steril — cărbune (fig. 8). Parametrul supus stabilizării era aici distanţa *h* dintre vatra galeriei şi limita superioară sau inferioară a stratului. Această distanţă este menţionată cu o eroare de $\pm \Delta h$.

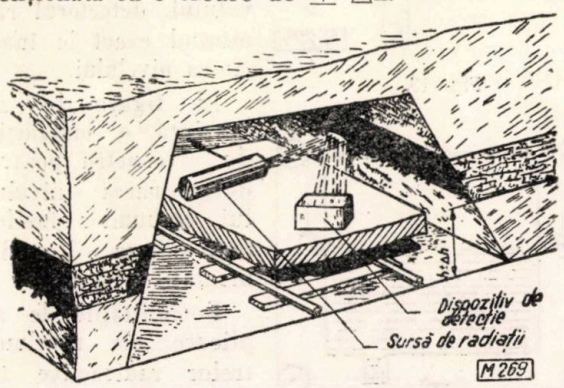


Fig. 8. Controlul direcţiei de mişcare în funcţie de contactul liniar dezvelit.

În acest caz trebuie să funcţioneze traductorul de abatere pe verticală de la limita de separaţie „steril-cărbune", al cărui principiu de funcţionare se bazează pe variaţia intensităţii fascicolului de radiaţii gama, reflectate în funcţie de densitatea mediului dispersat, adică de raportul dintre fracţiunea de steril şi cea de cărbune din zona formată de secţiunea fascicolului de radiaţii gama incidente pe suprafaţa limitei de separaţie.

2. *Stabilizarea în funcţie de contactul de suprafaţă, „steril-cărbune"*

Rolul traductoarelor de coordonate în acest caz este (fig. 9) de a stabiliza în aşa fel mişcarea combinei, încît organul de tăiere să se deplaseze continuu de-a lungul planului de dezvelire a contactului steril-cărbune, fără a se afunda în culcuş şi totodată fără să lase cărbunele neextras. Şi aici se utilizează aceeaşi metodă ca mai sus. În acest caz fascicolul de radiaţii se va afla, fie în cărbune, fie în steril.

3. *Stabilizarea în funcţie de contactul ascuns, „steril-cărbune"*

Funcţionarea traductoarelor de coordonate trebuie să asigure în acest caz o astfel de stabilizare

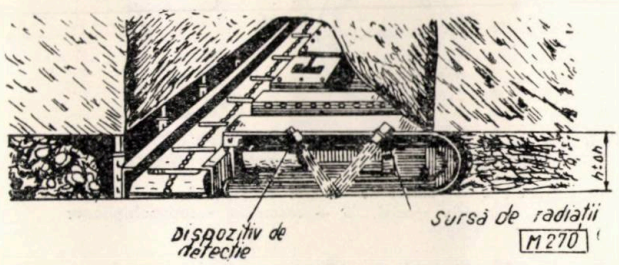


Fig. 9. Controlul direcţiei de mişcare în funcţie de contactul de suprafaţă dezvelit.

a mişcării combinei, încît grosimea pachetului de cărbune (fig. 10) să fie păstrată constantă.

Datorită faptului că în diferite variante poate fi necesară o grosime considerabilă a acestui pachet se foloseşte efectul retrodifuziei Compton a radiaţiilor gama. Pentru ca rezultatele să fie cît mai elocvente, trebuie să se facă o colimare îngrijită a fascicolului incident şi a celui reflectat. În toate cele trei cazuri traductoarele produc automat semnale care trebuie aplicate circuitelor de comandă ale combinei.

Densimetrele radioactive permit măsurarea continuă a densităţii diferitelor lichide sau a tulburelilor de flotaţie, precum şi a nămolurilor reziduale care curg prin conducte. Cu ajutorul lor se pot controla şi depunerile în conductele respective, astuparea conductelor etc.

Cu ajutorul radiaţiilor gama penetrante se poate studia uzura conductelor (în funcţie de condiţiile de exploatare) folosite în subteran pentru transportul rambleului hidraulic şi pneumatic, precum şi a conductelor folosite pentru transportul substanţei minerale utile sub formă de pulpă din subteran la suprafaţă. Schema aparatului care poate

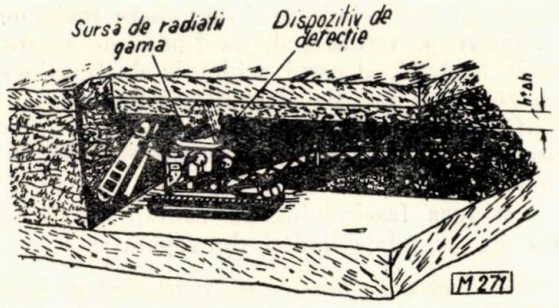


Fig. 10. Controlul direcției de mișcare în funcție de contactul ascuns.

fi utilizat pentru asemenea determinări este dată în figura 11. Dispozitivul, *1*, se așează pe conducta ce formează obiectul de măsurat, 2 ; în dispozitiv sînt cuprinse sursa, *3*, și detectorul, *4*, cu aparatul de amplificare, *5*, al cărui curent corespunde grosimii normale a pereților țevii.

Cînd dispozitivul, *1*, se rotește în jurul țevii de măsurat, variația grosimii peretelui țevii face ca acul aparatului indicator, *6*, să devieze într-un sens sau altul față de punctul zero. În cazul țevilor cu diametrul de 150 mm și grosimea peretelui de 10 mm eroarea aparatului nu depășește 0,25 mm.

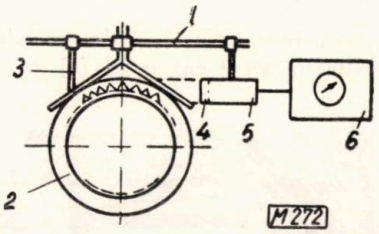


Fig. 11. Schemă de principiu a aparatului de măsurat diferența de grosime a pereților țevilor :

1 — consolă ; *2* — obiect de măsurat (țeava); *3* — sursă radioactivă *4* — dispozitiv special ; *5* — contor: *6* —fotomultiplicator

Izotopii radioactivi au pătruns astăzi și în analizele chimice ale minereurilor și cărbunilor, cu rezultate foarte precise și rapide, astfel încît dau posibilitatea reducerii timpului de lucru și a forței de muncă. În acest sens la Institutul de cercetări pentru oțeluri din Moscova s-a folosit absorbția radiației γ pentru analiza rapidă a minereurilor de fier.

Sursa de radiație este Tl 204 radioactiv cu care se iradiază întîi o probă de Fe, care reprezintă etalonul de 100%, apoi radiațiile pătrund prin proba de minereu de Fe de analizat. Aparatul indicator este etalonat direct în procente de fier.

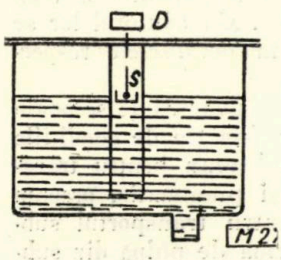


Fig. 12.

Pentru mărirea securității muncii la lucrările de pușcare, s-a propus și experimentat în practică marcarea cartușelor de exploziv cu ajutorul izotopilor radioactivi emițători de radiații gama penetrante. După fiecare împușcare a frontului de lucru, se vine în front cu un aparat radiometric de control și se detectează atît găurile state din front cît și eventuale cartușe de exploziv neexplodate și care se află în vracul de substanță rezultat în urma împușcării.

În felul acesta se evită accidentele posibile în frontul de lucru, pe banda transportoare sau în verigile următoare ale circuitului tehnologic din mină, în uzinele de preparare și în unele cazuri chiar la consumatori.

În R. F. Germană s-a construit un aparat pentru determinarea precisă a locului în care se află închiși minerii în cazul unei catastrofe miniere. Cu ajutorul aparatului, care funcționează pe baza detectării radiațiilor gama ale cobaltului radioactiv, locul în care se află închiși minerii poate fi detectat precis de către echipa de salvare de la o distanță cuprinsă între 80 și 100 m.

Importante pentru industria minieră sînt și indicatoarele de nivel radiometrice.

Cele mai răspîndite sînt indicatoarele de nivel cu plutitor unde sursa de radiații, de obicei Co^{60} sau Cs^{137}, este plasată pe plutitor iar detectorul este montat pe capacul vasului (fig. 12).

La urcarea nivelului se reduce distanța dintre lichid și capac, deci distanța dintre sursa de radiații și detector și invers la scăderea nivelului se mărește distanța dintre sursă și detector. Variațiile intensității radiației provoacă impulsurile pentru conectarea sau deconectarea automată a pompei sau a altui sistem de alimentare.

Indicatoarele de nivel cu absorbție sau cu penetrare, elaborate în U.R.S.S. și în alte țări, au la bază principiul absorbției radiației γ de conținutul rezervorului. Sursele de radiații și detectoarele sînt fixate la diferite înălțimi, pe rezervor, sau se mișcă pe glisiere, montate la părțile opuse rezervorului (fig. 13 și 14).

Dacă centrul detectorului este exact la limita dintre cer și conținutul rezervorului, întregul sistem de măsurare este în echilibru. În cazul deranjării echilibrului ia naștere un puls electric, care deplasează detectorul, urmărind astfel variația nivelului, detectorul rămînînd exact la înălțimea nivelului.

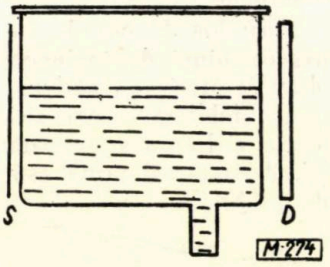


Fig. 13.

În figura 15 se prezintă o instalație de nivelmetru pentru determinarea nivelului cărbunilor însiloza ți într-un siloz alimentat cu schip.

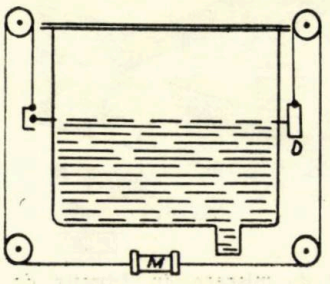


Fig. 14.

Posibilitățile de aplicare ale nivelmetrelor radioactive în minerit sînt multiple. Cu ele s-ar putea mă-

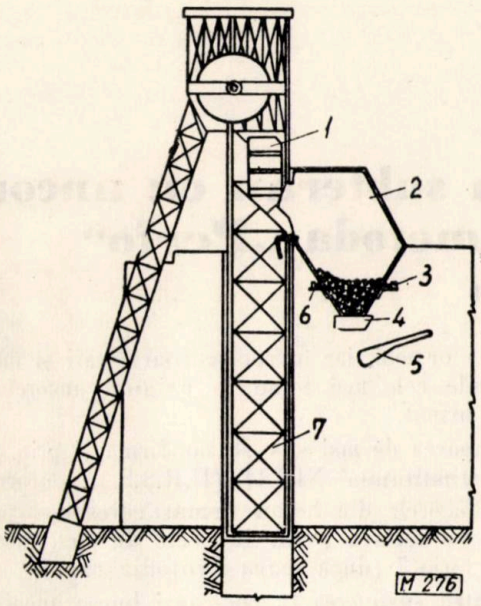


Fig. 15 :

1 — schip ; *2* — buncăr ermetic; *3* — sursă gama; *4*— alimentator; *5* — transformator ; *6* detector gama releu; *7* — puț de extracție.

sura ușor nivelul în rezervoarele cu apă, în căzile pentru tulbureli, în silozurile pentru înmagazinarea cărbunelui etc.

Foarte precis este și indicatorul neutronic pentru determinarea nivelului materialului solid din silozuri și lichidelor din rezervoare, acest indicator fiind compus din sursa de neutroni și din detectorul de neutroni lenți care se mișcă pe aceeași parte a rezervorului. Cu acest indicator se determină nivelul cu o precizie de ordinul milimetrilor.

Studiul fenomenelor cu ajutorul atomilor marcați este foarte simplu, deoarece atomii marcați pot fi urmăriți pe baza radiației emise, de aceea, metoda atomilor marcați se aplică în industria preparării produselor miniere, în special la omogenizarea materialelor.

Foarte importantă este folosirea izotopilor radioactivi în cadrul exploatărilor, în prepararea substanței minerale utile, la concasarea și măcinarea minereurilor, la determinarea influenței bilelor de oțel de diferite mărimi, la studiul uzurii corpurilor de măcinare, la determinarea vitezei de mișcare a particolelor de minereu în instalațiile de preparare, la dozarea mecanică a minereurilor etc.

Izotopii radioactivi au un cîmp larg de aplicații în studiul apelor subeterane, în determinarea originii apelor ce apar la suprafață, originii apelor din mine etc. Cu ajutorul izotopilor se pot studia stratele acvifere și mersul lucrărilor de asecare, care la noi în țară constituie o problemă foarte importantă pentru exploatările miniere de lignit. Astfel, cu această metodă a fost studiată migrația apelor din subsolul Dobrogei în apropierea Constanței.

Izotopii radioactivi au aplicații practice și în aerajul minier. Ei dau posibilitatea să se controleze atmosfera din mină, atît în ce privește viteza curenților de aeraj la ieșirea din mină, cît și în privința celorlalte caracteristici importante pentru protecția muncii (mișcarea curenților de aer în galerii, controlul aerajului corect, pătrunderea gazelor din rocile vecine în spațiile miniere sau în cîmpurile de exploatare, pătrunderea unor gaze periculoase prin baraje de protecție, pătrunderea gazelor care prezintă pericol de incendiu, extinderea unui foc de mină, controlul avansării degazării unei porțiuni de zăcămînt etc.).

Pentru marcarea gazelor se folosește radonul și izotopii radioactivi ai criptonului, xenonului sau argonului. În unele cazuri se poate folosi și tritiul și metanul cu carbon radioactiv 14 (C^{14}_{6}).

Lucrul cu izotopii radioactivi sub formă gazoasă este destul de periculos și din această cauză concentrația izotopului radioactiv nu trebuie să depășească o limită de siguranță bine stabilită dinainte.

Concluzii

Posibilitățile de utilizare a izotopilor radioactivi în tehnica minieră nu s-au epuizat cu cele arătate mai sus. Din 1955, momentul cînd au început să se aplice izotopii radioactivi pe scară mai largă în tehnică, și pînă în momentul de față s-au făcut numeroase aplicații și s-a scris mult, despre avantajele pe care le oferă folosirea lor.

Preparatele emițătoare de radiații pot aduce întotdeauna servicii utile ca mijloace ajutătoare în procesele tehnologice miniere. Felul în care vor fi utilizate în acest scop va depinde de inventivitatea inginerilor și de problemele ridicate de producție.

Pentru ca acest nou domeniu să pătrundă cît mai mult în toate ramurile economiei naționale din țara noastră, Institutul de fizică atomică din cadrul Academiei R.P.R. a organizat cursuri de specializare pentru utilizarea izotopilor radioactivi.

Bibliografie

[1] Jirkovsky, R. *Přehled praktického použiti radioactivnich izitopu v hornictivi.* Rudy, nr. 2, 1959.
[2] Linder Helmut. *Elemente de fizică atomică și nucleară.* Editura tehnică, 1962.
[3] Broda, Gh. și Schönfeld, T. *Aplicațiile tehnice ale radioactivității.* Editura tehnică, 1959.
[4] Preda, M. Gh. *Utilizarea izotopilor radioactivi în construcția de mașini.* Editura tehnică, 1962.
[5] Ionescu, Silvia. *Elemente de radiochimie.* Editura tehnică, 1960.
[6] Fetcu, Elena și Voronca, Al. *Aplicarea izotopilor radioactivi în explorarea zăcămintelor de cărbuni prin sonde în R.P.R.* În: Revista Minelor, nr. 11, 1962.
[7] Groșko, V. *Separarea automată a sterilului de cărbune cu ajutorul radiațiilor nucleare.* În: Tehnica nucleară, nr. 2, 1961.
[8] Segalin, V. G. și Rudanovski, A. A. *Stabilizarea mișcării utilajului minier de înaintare și de exploatare prin metode radioactive.* În: Tehnica nucleară, nr. 1, 1958.
[9] Oncescu, M. și Petriu, I. *Nivelmetre cu izotopi radioactivi.* În: Tehnica nucleară, nr. 8, 1961.
[10] Segalin, V. G. *Opît primenenia radioactivnih izlucenii v ugolnoi promîșlennosti.* În: Ugol, nr. 4, 1956.

Susţinerea construcţiilor din subteran cu ancore din beton armat după metoda „Perfo“

Ing. H. Schmidt

În tehnica modernă susţinerea din lemn a construcţiilor subterane se înlocuieşte din ce în ce mai mult cu materiale mai puţin deficitare. În acest scop s-au dezvoltat diferite metode noi de susţinere, care permit mecanizarea operaţiilor aferente şi, drept urmare, mărirea productivităţii şi reducerea preţului de cost.

Una dintre aceste metode este susţinerea prin ancorare, metodă care la minele noastre se găseşte încă în faza de experimentare. În majoritatea cazurilor, se experimentează la noi susţinerea cu ancore nerecuperabile din oţel cu pană şi sporadic, ancore din mortar injectat, procedeele noi de construire a ancorelor de acest gen nefiind încă încercate.

Remarcabilă, dintre procedeele noi, este ancora din beton armat după metoda „Perfo“, pe care o vom trata în cele ce urmează.

Comportarea diferitelor tipuri de ancore de susţinere diferă în funcţie de natura şi de duritatea rocilor. În cazul ancorelor din oţel cu pană şi a numeroaselor tipuri de ancore cu bucşă de expandare, posibilitatea optimă de ancorare o oferă rocile tari. În rocile moi şi în cele foarte tari rezistenţa de tracţiune a oţelului nu este suficient utilizată, întrucît în primul caz se deplasează roca, iar în cel de-al doilea caz alunecă ancora, astfel că susţinerea rămîne fără efect.

După L. V. Rabcewicz [1] aplicabilitatea diferitelor tipuri de ancore, în funcţie de tăria rocii, se prezintă după cum este redată în figura 1.

Potrivit acestei grupări, posibilitatea de aplicare a ancorelor cu pană se limitează la rocile de tărie medie, aceea a ancorelor cu bucşa de expandare se extinde în parte şi asupra rocilor mai tari

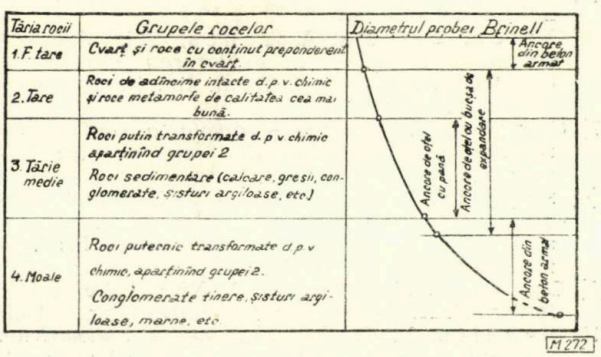


Fig. 1.

şi a celor moi, iar în rocile foarte tari şi moi rezultatele cele mai bune le asigură ancorele din beton armat.

Gruparea de mai sus se confirmă şi prin cercetările Institutului NIGRI (U.R.S.S.), conform cărora ancorele din beton armat corespund pentru rocile cu tăria f $\geqslant$ 2, iar cele de oţel, începînd de la tăria 7 (după scara Protodiakonov).

Pentru susţinerea în roci tari bucşa ancorei de expandare se construieşte din oţel special, dat fiind că acesta, în urma durităţii lui mai mari, asigură o înţepenire mai bună în gaura de ancorare. Înţepenirea cît mai perfectă se impune la toate ancorele din oţel, întrucît numai rezistenţa de frecare între rocă şi suprafaţa relativ mică a capului ancorei nu este suficientă pentru evitarea alunecării acesteia.

Din acest punct de vedere ancorele din beton armat sînt superioare acelora din oţel, întrucît rezistenţa lor de frecare se extinde asupra întregii lungimi a găurii de ancorare, ele fiind astfel aplicabile de fapt în toate rocile din gruparea Rabcewicz.

Pe lîngă această calitate, ancorele din beton armat prezintă şi următoarele avantaje în comparaţie cu cele din oţel:

— învelişul de beton protejează tija ancorei contra ruginirii, care în cazul ancorelor de oţel reduce cu timpul capacitatea lor portantă, putînd duce chiar la ruperea lor;

— cu ocazia pretensionării, ancorele din beton armat nu se învîrtesc în gaura de ancorare, ceea ce în rocile tari şi în cele moi îngreuiază montarea ancorelor de oţel;

— la perforarea găurilor pentru ancorele din beton armat se poate aplica, şi este chiar necesar să se aplice perforarea umedă; în cazul ancorelor din oţel, umezeala în gaură avantajează alunecarea ancorelor, reducînd astfel capacitatea lor portantă.

Ancorele simple din beton armat se produc după metoda „Injecto“ prin injectarea mortarului de ciment în spaţiul dintre tija ancorei şi peretele găurii de ancorare. Această operaţie, aparent foarte simplă, este însă scumpă şi dificilă la executare, în special în cazul ancorelor din tavan, întrucît în urma decantării mortarului, rămîn goluri în gaură, care reduc capacitatea portantă a ancorei.

Acest dezavantaj îl înlătură metoda de ancorare „Perfo", aplicată prima dată în anul 1954 în Suedia, care şi-a găsit pînă în prezent o răspîndire mare, atît în construcţiile subterane, cît şi la consolidarea rocilor de la suprafaţă.

În construcţiile miniere această metodă se foloseşte pentru :

— susţinerea de sine stătătoare sau în combinaţie cu beton torcretat a galeriilor, tunelelor şi camerelor subterane ;

— fixarea plasei de sîrmă sau a grilajului de fier pe tavanul şi pereţii construcţiilor, cu ancore scurte de 0,10—0,25 m lungime ;

— consolidarea rocilor la suprafaţă (de exemplu la portalele galeriilor de coastă).

A. Ancorele „Perfo" pentru susţinerea construcţiilor şi consolidarea rocilor

Metoda „Perfo" constă în umplerea cu mortar de ciment şi introducerea în gaura de ancorare a unui tub cilindric perforat şi tăiat longitudinal în două jumătăţi, în care se înfige apoi, prin lovituri, o tijă de oţel (fig. 2 şi 3).

La pregătirea mortarului se amestecă în părţi egale ciment şi nisip cuarţos curat de 0/2 mm granulaţie, adăugîndu-se atîta apă încît să rezulte o masă plastică. Cu acest mortar se umplu cele două jumătăţi ale tubului (fig. 4), care pe urmă se reasamblează şi se leagă cu sîrmă (fig. 5).

Tubul astfel umplut se introduce apoi în gaura de ancorare (fig. 6) înfigîndu-se în continuare

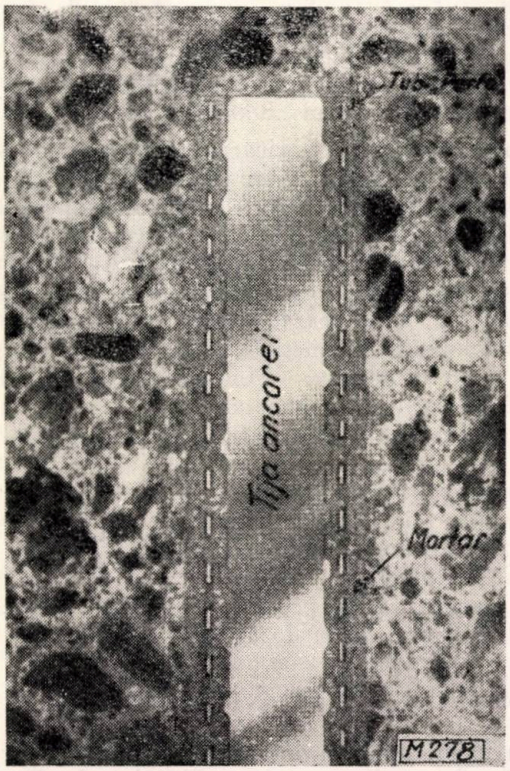


Fig. 2. Secţiunea longitudinală a ancorei „Perfo".

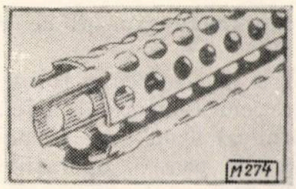


Fig. 3. Cele două jumătăţi ale tubului perforat.

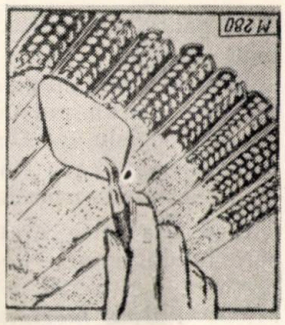


Fig. 4. Umplerea tubului cu mortar

tija de oţel (fig. 7) : Pentru evitarea formării unor goluri în gaură este necesar ca tubul să intre pînă în fundul acesteia, chiar şi în cazul cînd lungimea lui este mai mică decît aceea a găurii.

În cazul cînd gaura de ancorare este lungă, strîmbă sau de formă neregulată, se rectifică mai

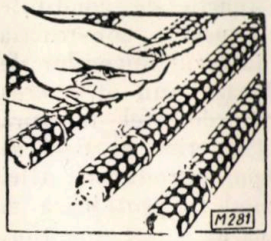


Fig. 5. Reamplasarea jumătăţilor de tub.

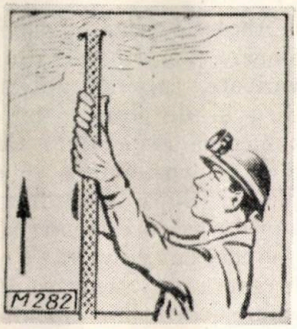


Fig. 6. Introducerea tubului în gaura de ancorare.

întîi inegalităţile ei prin împingerea tijei de cîteva ori în gaură (după curăţirea ei prealabilă cu apă sau cu aer comprimat) şi apoi se introduce tubul „Perfo".

Dacă roca este friabilă, se ascute puţin unul din capetele tubului, prin tăierea a cîte unui triunghi la cele două jumătăţi ale acestora, îndoindu-se apoi capetele astfel tăiate.

Pentru tija ancorei se foloseşte de preferinţă oţel cu suprafaţă neregulată (cu asperităţi sau nervuri circulare). Ea se înfige în tubul „Perfo" cu ajutorul unui ciocan pneumatic, lovind-o pînă cînd ajunge la fundul găurii.

În cazul cînd capătul inferior al tubului nu este vizibil, fiind mai scurt decît gaura, tija ancorei trebuie ascuţită, întrucît altfel, la introducerea

Fig. 7. Înfigerea tijei ancorei.

ei în gaură, ar putea să deformeze capătul celor două jumătăți de tub.

La găuri mai lungi de 1 m este indicată folosirea unui ciocan pneumatic pentru înfigerea tijei, ca de exemplu perforatorul „Falcon" al firmei Atlas Copco, construit anume pentru operațiile de montare a ancorelor de susținere.

Cînd tija intră în tub, mortarul împingîndu-se spre fundul găurii de ancorare, trece prin tubul perforat, iar aerul iese din gaură. Pe măsura avansării tijei, mortarul va umple astfel întreaga gaură de ancorare și dacă dimensiunile tubului au fost bine alese, va ieși o cantitate mică de mortar prin gura găurii, drept indicație că ea s-a umplut în întregime cu mortar.

În vederea economisirii eșafodajului în cazul construcțiilor de înălțime mare, tubul se introduce mai întîi cu ajutorul tijei ancorei, intercalîndu-se apoi un prelungitor prevăzut cu ghivent și mufă (fig. 8).

Ancorele „Perfo" se folosesc cu și fără pretensionare. Pentru cele din urmă s-au dezvoltat două variante, care se aplică în funcție de condițiile rocii și de durata prevăzută pentru construcția subterană respectivă. Ca și în cazul ancorelor de oțel, pretensionarea se efectuează prin strîngerea piuliței după montarea plăcii de oțel la gura găurii, în care scop capătul inferior al tijei se prevede cu ghivent. Pe timpul introducerii tijei în gaura de ancorare ghiventul se protejează în contra loviturilor ciocanului cu un capac apărător.

În prima variantă care se aplică în roca mai rezistentă și uscată, se folosesc tuburi „Perfo" de lungime mică, pretensionarea ancorei efectuîndu-se după terminarea prizei mortarului.

Fig. 8

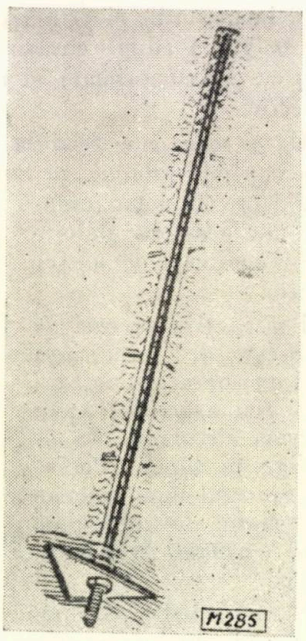


Fig. 9

Fig. 8. Intercalarea unui prelungitor la introducerea tijei în cazul înălțimilor mari.

Fig. 9. Ancoră „Perfo" pretensionată cu tub scurt la fundul găurii.

În a doua variantă, mai generală, care se pretează și pentru susținerea în roci umede, se folosesc tuburi cu 2—3 cm mai scurte decît gaura de ancorare. În prima pătrime din lungimea lor (sau în prima treime, în cazul cînd este necesară o pretensionare mai mare) tuburile se umplu cu mortar, la care se adaugă un accelerator de priză, iar restul cu un mortar, a cărui durată de priză se prelungește cu un încetinitor de priză. După ce mortarul de priză rapidă s-a întărit (după aproximativ o oră), se trece la pretensionarea ancorei, în urma căreia mortarul cu adaos încetinitor intră în toate inegalitățile găurii, iar surplusul de mortar iese din ea alături de placa de fier, care trebuie montată cît mai etanș la gura găurii (fig. 9).

Datorită cantității reduse de apă în mortarul cu încetinitor, precum presiunii exercitate în urma pretensionării, acest mortar devine mai tare după terminarea prizei, decît mortarul normal și protejează astfel ancora contra ruginirii și alunecării ulterioare.

În cazul cînd se cere pretensionarea imediată a ancorei, un capăt al tijei se prevede cu tăietură și pană (la fel ca la ancorele de oțel cu pană), astfel ca îndată ce tija ajunge la fundul găurii, trecînd prin tubul „Perfo" și fiind lovită în continuare cu ciocanul, capătul ei se deschide și se înțepenește în gaură.

Ca accelerator și încetinitor de priză se folosesc diferite produse ca de exemplu :

— produsul sovietic „OES" } pentru accelerare
— produsul elvețian „Sigunit" } prizei;
— produsul romînesc „Resso" 0,25% } pentru încetinirea prizei.
— produsul romînesc „Vinsol" 0,25%
— produsul elvețian „Sika-Retarder"

În țara noastră fabricarea acceleratorilor și încetinitorilor de priză se găsește încă în faza experimentală (de exemplu adaosurile speciale ale colectivului Nițescu, ale colectivului Academiei și ale INCERC), iar cimentul de priză rapidă nu corespunde pentru pretensionarea ancorei „Perfo", întrucît nu accelerează cu rapiditate suficientă.

Compoziția, caracteristicile și durata de acțiune ale acestor adaosuri fiind diferite, ele trebuie potrivite prin experimentări prealabile cu marca cimentului care se folosește. Acceleratorul „Sigurit" — de pildă —, adăugat la cimentul Portland (fără agregate) în proporție de 3—4% din greutatea acestuia, asigură terminarea prizei în $2^1/_2$—4 minute, la temperatura de 16—18°C.

Încetinitorul „Sika-Retarder", pe de altă parte, prelungește durata prizei la temperatura de 20°C, cu 4—30 ore, la un dozaj de 0,3—1%.

B. Ancorele „Perfo" de lungime mică

În cazul cînd ancora servește numai pentru fixarea plasei de sîrmă, a grilajului de fier sau pentru suspendarea diferitelor conducte subterane,

utilizarea tuburilor normale „Perfo", compuse din două jumătăți, este mai dificilă, fiind mai avantajos a se utiliza tuburi întregi de 10—25 cm lungime (fig. 10, 11 și 12).

Tija ancorelor scurte se confecționează și din oțel lat, care în vederea determinării diametrului tuburilor se asimilează cu ancorele de secțiune circulară. Diametrul tijei se calculează în acest caz după formula $A = 1{,}13 \sqrt{bd}$, în care b reprezintă lățimea și d grosimea oțelului.

Operațiile de montare a ancorei scurte sînt foarte simple: pentru umplerea tubului ambele capete ale acestuia se leagă succesiv în mortar, gaura de ancorare se spală și în acest caz în prealabil cu apă, ieșirea tijei din tub înainte de a se întări mortarul se evită prin fixarea unei pene mici de lemn sau a unui cui la gura găurii, iar introducerea tijei se efectuează cu lovituri ușoare de ciocan.

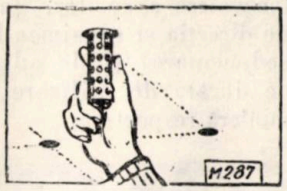
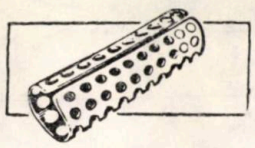


Fig. 10. Sus: tubul scurt „Perfo"; jos: baterea tijei (din oțel lat) în gaura orizontală de ancorare.



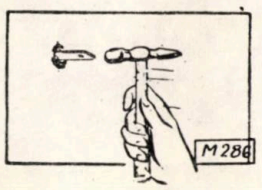


Fig. 11. Introducerea tubului scurt „Perfo" în gaura de anocrare.

C. Capacitatea portantă a ancorelor „Perfo"

Sub capacitatea portantă a ancorei de susținere se înțelege rezistența opusă de ea la smulgere, care ca mărime este egală cu forța, sub acțiunea căreia, ancora se deplasează în gaură pe o distanță admisibilă pentru anumite condițiuni de rocă.

Mărimea acestei distanțe diferă în funcție de destinația susținerii și de proprietățile rocilor respective. Dacă rocile sînt plastice, o anumită deplasare a ancorei intervenită în urma presiunii rocilor poate fi considerată ca admisibilă. În cazul rocilor neplastice însă, deplasarea ancorelor, chiar și pe o distanță neînsemnată, poate duce la formarea crăpăturilor și la desprinderea bucăților de rocă între ancore.

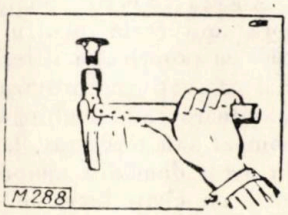


Fig. 12. Baterea tijei în gaura de ancorare din tavan.

Capacitatea portantă mare a ancorelor „Perfo" reiese din următoarele încercări, efectuate în Suedia (tabela 1).

Datele încercării:

ancorele s-au încercat în beton având dozajul de 300 kg ciment/m³;

Tabela 1

Încercarea	Adîncimea găurii, cm	Vechimea ancorei, zile	Mărimea forței de tracțiune, t	Rezultatul încercării de tracțiune
1	40	7	28,2	T.r.d*) = 125 cm
2	40	7	26,0	T.r.d. = 36 cm
3	40	28	26,8	S-a smuls tija
4	60	7	28,3	T.r.d. = 74 cm
5	60	28	30,0	T.r.d. = 80 cm
6	60	28	29,9	T.r.d. = 110 cm
7	20	3	17,0	S-a smuls tija.
8	30	3	12,9	S-a smuls tija și tubul „Perfo"

* T.r.d. = Tija ruptă la distanța de..... cm de la gura găurii.

lungimea tijei ancorei, 200 cm;
diametrul găurii de ancorare, B = 38 mm;
diametrul tubului „Perfo" P = 31 mm;
diametrul tijei ancorei A = 26 mm;
oțel marca 52, prevăzut cu nervuri circulare, având rezistență la tracțiune de 56,4 kg/mm²;
nisip: curat, cuarțos, cu granulație maximă de 2 mm;
ciment: Portland normal;
compoziția mortarului — ciment: nisip: apa = 3 :1 : 1 (volumetric);
rezistența medie la compresiune a mortarului:
— după 7 zile = 481 kg/cm²;
— după 28 zile = 533 kg/cm².

D. Determinarea dimensiunilor tubului „Perfo"

În cazul ancorelor „Perfo" se pune drept condiție principală ca tubul perforat să fie dimensionat în așa fel, ca după înfigerea tijei în tub, mortarul de ciment să umple gaura de ancorare pe toată lungimea ei.

Lungimea tubului, L, se determină în funcție de diametrul acestuia, P, de adîncime, T, și diametrul găurii de ancorare, D, precum și de diametrul ancorei, A, considerîndu-se totodată și coeficientul, a, de încărcare a găurii. Acest coeficient indică valoarea proporțională cu care este necesar să se micșoreze adîncimea găurii, pentru asigurarea umplerii acesteia în întregime cu mortar.

Această condiție o exprimă următoarea relație:

$$\frac{\pi}{4} \cdot P^2 = \frac{\pi}{4}(B^2 - A^2) \quad \text{sau} \quad P^2 = B^2 - A^2.$$

În urma inegalităților din gaura de ancorare și a eventualelor fisuri și crăpături, care măresc cantitatea necesară de mortar, diametrul tubului se alege ceva mai mare, aplicîndu-se coeficientul 1,1:

$$P^2 = 1{,}1\,(B^2 - A^2).$$

Coeficientul de încărcare a găurii se determină prin formula:

$$a = \frac{1{,}1\,(B^2 - A^2)}{P^2},$$

iar lungimea tubului „Perfo" prin formula:

$$L = a.\ T.$$

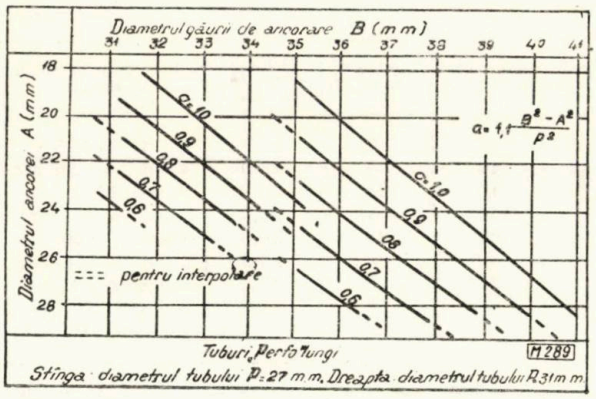


Fig. 13. Determinarea diametrului tuburilor „Perfo" de lungime mai mare.

În graficul din figura 13, sînt indicate valorile coeficientului a pentru tuburile „Perfo" de 27 și 31 mm diametru, în raport cu diametrul găurii și al tijei de ancorare. Valorile de $a > 1$ se exclud, întrucît în acest caz cantitatea mortarului din tub nu ajunge pentru umplerea integrală a găurii, iar dacă $a < 1$, intervin dificultăți la tuburile scurte, cu ocazia introducerii și fixării acestora în găurile de lungimi mai mari.

În general se tinde ca $a = 1$.

Diametrul tuburilor „Perfo" de lungimi mici (10—25 cm), în raport cu diametrul tijelor și al găurilor de ancorare, se poate determina pe baza graficului din figura 14, în care adîncimea găurilor este considerată egală cu aceea a tuburilor, deci $a = 1$.

★

Aplicarea cu succes a susținerii prin ancorare depinde și în cazul ancorelor „Perfo" de următorii factori:

— cunoașterea condițiilor geologice și miniere locale, bazate pe încercări prealabile de smulgere a ancorelor în diferitele categorii de rocă;

— montarea ancorelor pe cît posibil imediat după operațiile de tăiere;

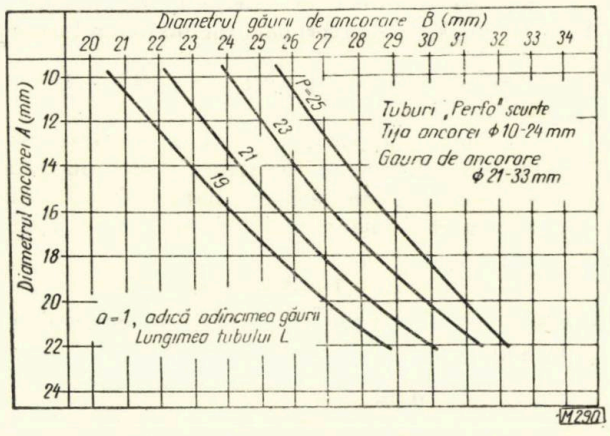


Fig. 14. Determinarea diametrului tuburilor „Perfo" de lungime mică.

— conștiinciozitatea cu care se execută operațiile de ancorare și experiența pe care o posedă personalul respectiv în acest domeniu, perforarea găurilor de ancorare și montarea ancorelor trebuind făcută principial de către aceeași echipă de muncitori;

— controlul periodic al pretensionării ancorelor;

— amplasarea și dimensionarea ancorelor, care trebuie să corespundă monografiei de armare.

La întocmirea monografiilor trebuie să se țină seamă de duritatea și rezistența la compresiune și încovoiere a rocilor, de deranjamentele tectonice, de direcția și grosimea bancurilor (în cazul rocilor sedimentare) și de aderență între ele, precum și de durata de utilizare prevăzută pentru lucrarea minieră respectivă.

Fig. 15. Consolidarea unei coaste de deal cu ancore „Perfo" de 10 m lungime.

Ancora „Perfo" poate fi considerată drept ancoră universală pentru lucrările de înaintare în roci cu proprietăți diferite. Ea corespunde în special ca susținere provizorie sau definitivă, de sine stătătoare sau combinată cu susținerea din beton pompat sau torcretat, la lucrările miniere capitale. În acest domeniu metoda „Perfo" ar putea astfel găsi un cîmp larg de aplicare în țara noastră:

— la minele de cărbuni, unde roca în majoritatea cazurilor este mai moale;

— la galeriile magistrale de la minele metalifere.

— la construcțiile hidroenergetice (de exemplu galeria de fugă a hidrocentralei „16 Februarie");

— la construirea tunelelor C.F.R.

Utilizarea multiplă a acestui tip de ancore rezultă și din figura 15, care se referă la consolidarea unei coaste de deal cu ancore de 10 m lungime.

Elementele componente ale ancorei „Perfo" se pot confecționa cu mijloacele proprii ale unităților

executante, iar costul ei este inferior aceluia al ancorei de oțel cu bucșa de expandare, întrucît se compune din piese simple care nu pretind vreo prelucrare specială.

Bibliografie

[1] Rabcewicz, L. v. *Die Ankerung im Tunnelbau ersetzt bisher gebräuchliche Einbaumethoden.* Schweizer Bauzeitung, nr. 9, 1957.

[2] Voljski, V. M. *O kontrole nesuşcei sposobnosti ştangovoi krepi.* Şahtnoe stroitelstvo, nr. 3, 1960.

[3] Kovalev, A. F., Kaniveț, A. P., Litvinov, V. I. şi Mihaileț, L. I. *Pricini razruşenia ştangovoi krepi.* Şahtnoe stroitelstvo, nr. 9, 1960.

[4] Tiucelin, E., Simon, P., Leonet, O. *Le soutènement suspendu ou boulonnage.* Revue de l'Industrie Minérale. Numero special, aprilie, 1961.

[5] Prospectul firmei Sika. *Plastiment G.m.b.H., Wien Bolzenbefestigung in Fels oder Beton nach der Perfo-Methode.*

Combaterea formării prafului de cărbune prin injectarea apei în strat la minele Petrila (Valea Jiului) şi Anina

Ing. E. Mureşan, ing. P. Bitir, ing. Al. Popescu şi tehn. M. Stoicescu

I. Generalităţi

La aplicarea metodelor moderne de tăiere a cărbunelui în abataje şi la lucrările miniere de pregătire se produce o mare cantitate de praf de cărbune, care prezintă inconveniente atît din cauza atmosferei neigienice la locurile de muncă cît şi din punct de vedere al exploziilor.

În condiţii normale de lucru în subteran, praful de cărbune se formează de-a lungul fluxului tehnologic începînd de la desprinderea cărbunelui din masiv, pînă la evacuarea lui la suprafaţă. Formarea maximă a prafului are loc în lucrările de abatare şi deversare în silozuri şi în mijloacele de transport.

Gradul de prăfuire a atmosferei în timpul diferitelor operaţii depinde de structura cărbunelui şi de condiţiile de aeraj. Praful antrenat de curenţii de aeraj de la locul de formare şi depus în lucrările miniere constituie de asemenea un pericol deoarece în unele condiţii el poate fi ridicat în atmosferă formînd un nor de praf exploziv.

Pentru combaterea prafului de cărbune se aplică de obicei stropirea cu apă a locurilor unde el se formează, perforajul umed, captarea uscată, şistificarea, legarea prafului depus în lucrările miniere cu soluţii speciale, pastă de clorură de calciu sau magneziu; dar toate aceste metode au ca scop combaterea prafului după formarea lui, necesitînd mare volum de muncă, cheltuieli apreciabile şi uneori nereuşind să se ajungă la scopul urmărit.

Metodele cele mai eficace de luptă împotriva prafului de cărbune sînt considerate metodele preventive împotriva formării prafului, cu toate că nici aplicarea lor nu exclude complet prăfuirea atmosferei din subteran astfel încît să nu fie nevoie de măsuri suplimentare.

În ultimul timp s-a dovedit că umectarea prealabilă a stratelor de cărbune este o metodă de combatere a prafului cu o largă aplicabilitate şi care întruneşte multe avantaje.

Prin umezirea prealabilă a masivului de cărbune se poate obţine, pe lîngă îmbunătăţirea condiţiilor igienice, şi reducerea pericolului formării norilor de praf exploziv ; astfel de modificări în stratul de cărbune influenţează favorabil productivitatea muncii şi preţul de cost.

În prezent, injectarea apei se aplică cu succes în U.R.S.S. (Kuzbass, Karaganda), R.F.G. (minele Osterfeld, Iacobi), Anglia ş.a.

Factorii care determină aplicabilitatea injectării apei în strat sînt numeroşi şi diferă de la un zăcămînt la altul şi chiar în acelaşi strat cuprins în limitele unui cîmp minier.

Ca parametri principali de injectare a apei, care pot influenţa în măsura cea mai mare mersul procesului de injectare sînt :

a — presiunea apei de injectare, kgf/cm^2;

b — viteza de injectare, respectiv debitul, l/min ;

c — cantitatea de apă injectată în gaură, l ;

d — cîmpul de injectare.

Eficacitatea metodei se stabileşte după raportul de reducere a prăfuirii atmosferei la locurile de muncă în urma injectării apei în strat şi înainte de injectare (în timp ce se execută diferite operaţii) şi de modul în care aplicarea ei influenţează productivitatea muncii şi preţul de cost.

Injectarea apei în strat poate să se efectueze prin găuri de mină (găuri scurte) sau găuri de

sondă (găuri lungi), în funcție de condițiile locale.

Potrivit rezultatelor obținute pînă în prezent în aplicarea umectării prealabile a straturilor de cărbune, metoda de injectare a apei prin găuri lungi este mai eficace și mai economică. Economicitatea acestei metode crește cînd se folosesc în scopul umezirii găurile forate pentru degazarea prealabilă a stratului de cărbune. De obicei se folosesc pentru injectare găuri lungi, perforate paralel cu frontul de lucru, sau găuri scurte perpendicular pe acesta.

În cazul injectării apei în strat prin găuri forate perpendicular pe linia frontului de lucru, este potrivit ca adîncimea găurii să fie astfel aleasă încît să treacă de zona de fisurare cauzată de lăsarea coperișului.

Injectarea apei în strat are și efect de reducere a tăriei cărbunelui, ceea ce contribuie în plus la creșterea productivității muncitorilor. Havezele și combinele pot tăia mai ușor cărbunele, cu un consum redus de cuțite, obținîndu-se și un consum specific de energie mai scăzut ca urmare a creșterii productivității la tăiere.

Alegerea pompelor de injectare la înaltă presiune și a accesoriilor este determinată de tăria cărbunelui, de structura petrografică și de întîietatea pe care o are fie ușurarea operației de extragere a cărbunelui, fie combaterea formării prafului.

Injectarea apei este de efect în combaterea formării prafului numai pînă în momentul în care apa începe să iasă din strat sub formă de picături sau prin curgere din fisuri.

Problema alegerii raționale a parametrilor de injectare a apei în strat nu a fost studiată complet.

Unul din parametrii care dau cea mai completă idee asupra capacității de umectare a cărbunelui este permeabilitatea lui la apă, care poate fi calculată [1] cu relația:

$$K = \frac{Q}{t \cdot p},$$

în care:

Q reprezintă consumul de apă la o gaură, l/min;
t — timpul de injectare, min;
p — presiunea apei la injectare, at.

Curgerea apei în stratul de cărbune este însoțită de pierdere de presiune provocată de rezistențele hidraulice [2].

Între viteza curentului de apă injectată și presiune există o dependență cunoscută sub numele de lege a rezistenței, care poate fi exprimată cu relația:

$$H = RQ^n$$

în care:

H reprezintă presiunea de injectare a apei, kgf/cm²;
Q — viteza de injectare a apei, l/min;
R — coeficientul rezistenței hidraulice;
n — exponent care caracterizează regimul de curgere a apei.

Factorul R fiind în funcție de o serie de parametri (tăria cărbunelui, porozitatea, cantitatea de materii volatile), nu se determină analitic, ci pe baza unui mare număr de experiențe.

Alți parametri, care pot exprima aplicabilitatea injectării apei în stratele de cărbune, sînt coeficientul de filtrare, K, și coeficientul de prozitate efectivă, me. Aceștia pentru cazul găurilor lungi [3].

$$K = \frac{Q_{med.\,tn} \cdot X_{tn}}{m.\,l.\,H_{med.\,tn} + 2\pi\, dX_{tn} \cdot H_{med.\,tn}},$$

$$me = \frac{K \cdot H_{med.\,tn}}{X_{tn}^2},$$

în care:

$Q_{med.\,tn}$ reprezintă filtrarea găurii de sondă la momentul tn, m³/min;
X_{tn} — lungimea zonei de umezire la momentul tn, m;
m — grosimea stratului, m;
l — lungimea porțiunii de filtrare a sondei, m;
$H_{med.\,tn}$ — presiunea medie, mm coloană apă;
d — diametrul sondei, m.

Cunoscînd parametrii hidraulici k și m_e ai stratelor de cărbuni se poate determina cu o precizie suficientă pentru scopuri practice, debitul de apă ce intră în gaură în timpul t, raza zonei de umectare, distanța dintre găuri și amplasarea lor.

În cursul operațiilor de injectare trebuie să se efectueze un control foarte atent asupra cantității de apă injectată în stratul de cărbune pentru a evita influențarea negativă asupra acoperișului și culcușului.

Pentru realizarea unor condiții igienice admisibile de lucru, umectarea prealabilă a masivului de cărbune trebuie combinată cu alte măsuri de combatere a prafului și anume: stropirea și aerajul activ al fronturilor de lucru cu viteze cît mai corespunzătoare ale curenților de aeraj. Este bine ca apa să fie injectată în stratul de cărbune cu adaos de umectanți pentru a spori eficiența în combaterea formării prafului.

Se constată că la injectarea apei în strat prin găuri de sondă eficiența în ceea ce privește reducerea prăfuirii este mai mare decît la injectarea în găuri de mină și consumul specific de apă mai redus. Acest lucru iese în evidență și din figura 1, întocmită pe baza datelor obținute în străinătate în diverse bazine carbonifere.

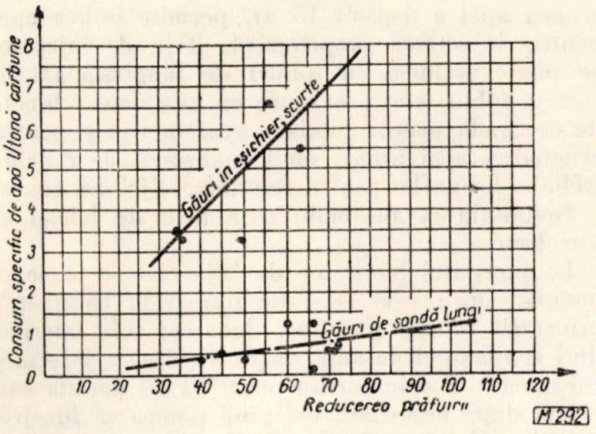


Fig. 1

În general, în practica injectării apei în strat, s-au urmărit în mod deosebit indicii privitori la:

— conținutul de praf în aer înainte de injectare;

— conținutul de praf în aer după injectare;

— reducerea prăfuirii atmosferei;

— consumul specific de apă, l/t;

— presiunea apei la injectare, at.

Indicii cu privire la reducerea degajărilor de gaze, creșterea productivității, creșterea înaintării frontului și alți indici tehnico-economici sau de exploatare, care ar putea fi influențați de aplicarea injectării apei în strat, au fost urmăriți în foarte mică măsură. Cu toate acestea, se menționează influența pozitivă pe care o are injectarea apei în strat, asupra productivității la tăierea cărbunelui, asupra vitezei de avansare a frontului de abataj, asupra prețului de cost etc. Astfel, de exemplu, la încercările de injectare efectuate într-o galerie de pregătire în stratul K—5 mina 9 a trustului Osinkingol [4] s-a constatat o reducere a tăriei cărbunelui cu 54% și o creștere de înaintare a galeriei cu 24%.

Injectarea apei în strat se poate aplica cu succes la combaterea loviturilor de coperiș, obținîndu-se în afara avantajelor sus-amintite și o reducere însemnată a acestor lovituri.

Tabela 1

Locul de experimentare	Timpul de injectare a unei găuri lungi de 2 m, min	Presiunea de injectare, at	Cantitatea de apă injectată, l/gaură	Consumul specific de apă, l/t	Coeficientul de filtrare, k
Abataj în trepte răsturnate, stratul 6, sectorul II	28	93,3	110	9	0,00150
Abataj în trepte răsturnate, stratul 7, sectorul II	30	84,5	127,5	9,6	0,00167
Abataj-cameră stratul 3, sectorul III	22	50	193	11,5	0,01080
Abataj-cameră nr. 2 vest stratul 5, sectorul II	21	56	155	5	0,00226
Abataj-cameră nr. 5, est stratul 5, sectorul I	28	52	152	11,3	0,00372
Înaintare stratul 7, sectorul II	23	130	120	—	0,00174

II. Rezultatele obținute la încercările de injectare a apei în strat la minele Petrila și Anina

Încercările de injectare a apei în strat cu pompe de înaltă presiune s-au efectuat la minele din Valea Jiului și Anina, folosindu-se pompe ale fabricii constructoare de mașini Hausherr, de către filiala ICEMIN-Petroșani, E.M. Anina, I.M. Petrila și C.C.V.J.

Pompa folosită la încercările din Valea Jiului a fost tip H-250—30 cu următoarele caracteristici principale de funcționare și constructive:

— presiunea de regim a apei de alimentare, 4 at;

— presiunea de regim a aerului comprimat, 4,5 at;

— raportul de transformare, 61 : 1;

— diametrul pistonului de aer comprimat, 250 mm;

— diametrul pistonului pentru apă, 32 mm;

— presiunea maximă a apei la refulare, 275 at;

— debitul de apă la presiunea de 50 at, 32,5 l/min;

— greutatea, 53 kg.

Pompa folosită la încercările de la mina Anina a fost tip *H*-350—60 cu următoarele caracteristici principale de funcționare și constructive:

presiunea de regim a apei de alimentare, 5 at;

— presiunea de regim a aerului comprimat, 4 at;

— presiunea maximă a apei la refulare, 350 at;

— debitul de apă la presiunea de 100 at, 37 l/min;

— greutatea, 260 kg.

În figura 2 este prezentată pompa de înaltă presiune tip H-350-60.

Curbele caracteristice de funcționare a pompelor folosite se pot vedea în figurile 3 și 4.

Cele două pompe sînt construite după același principiu.

Ca anexă la instalația de injectare sînt furtunul de înaltă presiune și tija de injectare. Pentru cele două pompe încercate construcția furtunului și a tijelor a fost identică.

Furtunul de înaltă presiune este construit dintr-un furtun de cauciuc cu diametrul interior de 10 mm înfășurat de două rînduri de țesătură de fire de oțel peste care sînt două rînduri de împletitură textilă, totul fiind îmbrăcat într-un înveliș de material plastic. Acest furtun are rigiditate

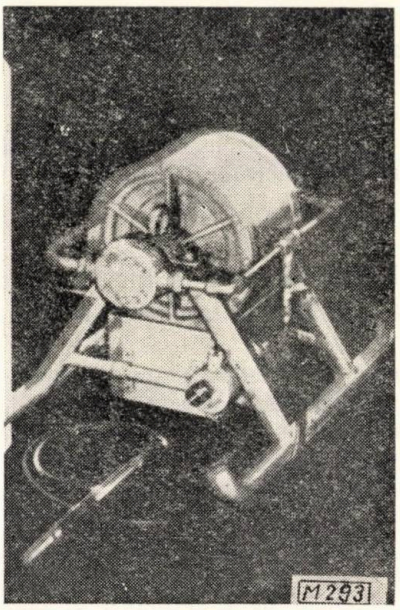


Fig. 2

transversală, se deformează foarte puțin în timpul pompării apei, și poate fi adunat cu ușurință în formă de colac, asemenea furtunului obișnuit folosit la utilajele pneumatice.

Tija de injecție are diametrul de 41 mm. Este prevăzută cu un manșon de cauciuc, *6*, care la acțiunea apei sub presiune se strînge sub forța

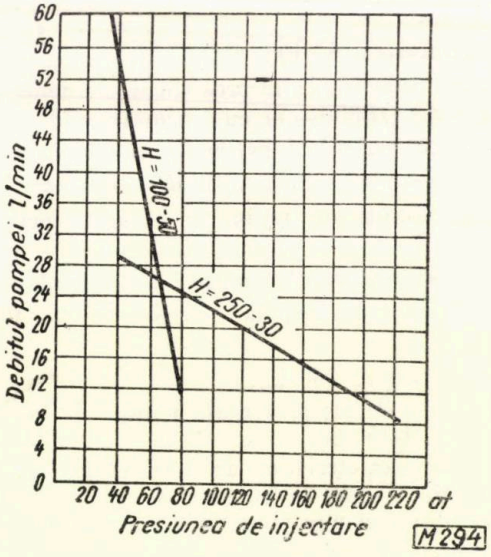


Fig. 3

unui cilindru, *3*, mărindu-și diametrul astfel că dacă tija se găsește în gaura de injectare manșonul umflat se înțepenește de pereții găurii și nu permite scoaterea tijei. Această parte a tijei poate fi văzută în figura 5. La capătul de ieșire a apei se găsește un dispozitiv cu bilă, *8*, care la începutul injectării obligă umflarea manșonului de cauciuc și fixarea de pereții găurii, apoi, cînd presiunea apei a depășit 15 at, permite ieșirea apei pentru injectarea propriu-zisă. Tija de injectare se poate prelungi cu tuburi de lungimea găurii. Aceste tuburi sînt prevăzute cu cîte două robinete de comandă pentru admisia apei în tijă și pentru evacuarea apei atunci cînd manșonul de cauciuc trebuie dezumflat pentru scoaterea tijei din gaură.

Instalația în ansamblu este ușor de folosit și întreținut.

La începutul lucrărilor de injectare se pornește pompa. Oprirea ei se face numai la terminarea injectării tuturor găurilor, deoarece prin intermediul robinetului de admisie de la tija de injectare curgerea apei prin furtun poate să fie pornită sau oprită după necesități, obligînd pompa să funcționeze la diferite regimuri. Cînd robinetul de admisie de la tijă este închis, pompa realizează presiunea maximă și debitul zero, oprindu-se automat

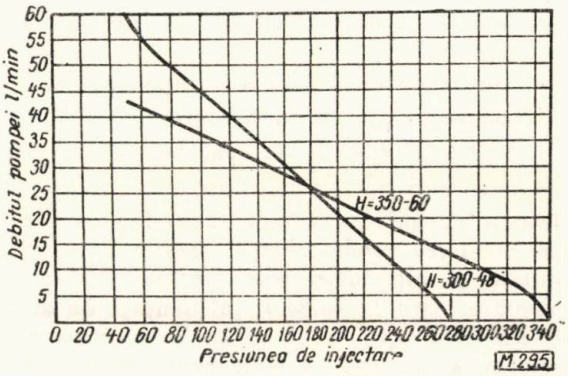


Fig. 4

din funcționare. La deschiderea robinetului pompa intră în funcțiune, realizînd un debit corespunzător rezistenței opuse de masivul de cărbune ce se injectează.

O altă anexă a instalației de injectare este blocul manometru — apometru care se poate monta la furtunul de înaltă presiune pentru urmărirea consumului de apă și a presiunii realizate.

Instalația prezintă mare siguranță în lucru. Pompa nu are piese descoperite în mișcare. Furtunul de cauciuc are un coeficient mare de siguranță la folosirea lui pentru injectarea apei în stratul de cărbune, chiar și în cazul cînd pompa realizează presiunea maximă.

În timpul injectării, muncitorul trebuie să stea alături de tija de injecție, astfel ca la o eventuală aruncare a tijei din gaură, să nu fie lovit.

Înainte de a începe injectarea se recomandă verificarea stării furtunelor, etanșeitatea legăturilor,

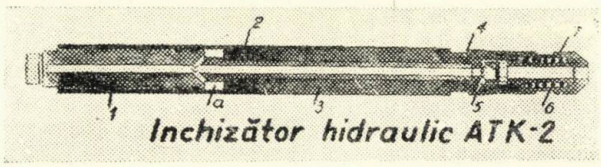


Fig. 5

funcționarea tijei. Nu se începe injectarea înainte de introducerea uleiului necesar în dispozitivul de ungere a pompei. Din timp în timp întreaga instalație trebuie să fie revizuită în atelierul minei. Dacă aerul comprimat are umiditate ridicată, înainte de racordul la pompă trebuie montat un separator de apă. La E. M. Petrila, pentru injectarea apei în strat s-a folosit apă industrială, care deseori avea un conținut mare de impurități ce provocau blocarea instalației de injectare. Pentru a evita acest neajuns, s-a construit un filtru care s-a montat la alimentarea cu apă a pompei de injectare.

a. *Rezultatele încercărilor de injectare a apei în strat.*

Mai jos se redau condițiile tehnice și geologice ale lucrărilor miniere în care s-au efectuat încercările.

În toate cazurile s-au folosit, pentru injectare găuri scurte perforate perpendicular pe frontul de lucru cu diametrul de 44 mm și lungimea de 2 m. Pentru perforare s-au folosit perforatoare pneumatice rotative WP-8.

1. Abataj în trepte răsturnate stratul 6. Grosimea stratului, 1,1—1,2 m; înclinarea stratului, 65°; cărbune de tărie mijlocie. La jumătatea grosimii stratului se găsește o intercalație sterilă de 5—10 cm grosime. Abatajul a fost format din 5 trepte cu lungimea de 9—17 m, avînd decalajul de 4—5 m. Tăierea cărbunelui s-a făcut cu ciocane pneumatice de abataj. Pe fiecare treaptă s-au injectat cîte două găuri plasate la 4—5 m între ele.

2. Abataj în trepte răsturnate stratul 7, Stratul, în grosime de 1,2 m, are o intercalație de șist cărbunos de 0,3—0,5 m, situată la 0,1—0,2 m sub coperiș, Abatajul a fost format din cinci trepte cu lungimea 6—16 m cu decalaj între ele de 4—5 m. Amplasamentul găurilor a fost ca în cazul stratului 7.

3. Abataj-cameră stratul 3. Exploatarea stratului s-a făcut prin abataje-cameră direcționale cu rambleerea spațiului exploatat. În timpul încercărilor se abata prima cameră sub coperiș. Suprafața frontului de abataj a fost de 4×4 m. Abatarea s-a făcut cu ajutorul explozivilor. Transportul din abataj la rostogol se executa prin intermediul unui transportor cu raclete direcțional și unul transversal. În vederea injectării apei s-au perforat cele două găuri la înălțimea unui metru de vatră, una fiind plasată la 0,5 m de coperiș și cealaltă la 2,5 m de coperiș.

4. Abataj-cameră stratul 5. Stratul se exploatează prin abataje-cameră direcționale pe toată grosimea lui. Lățimea și înălțimea abatajului este de 4 m. Înclinarea stratului este de 45—50°. La 2,5 m. de culcușul stratului se găsește o intercalație de steril cu grosimea de 50—60 m. Abatarea se face cu ajutorul explozivilor. Încărcarea se face cu lopata în vagonete. Pe măsura avansării abatajelor se extrage și stratul „Paprika" (un strat de cărbune de circa 0,4 m grosime situat la 0,5—0,7 m în coperișul stratului 5, foarte autoinflamabil, care trebuie să se extragă din stratul 5 pentru evitarea apariției focurilor). La încercările de injectare în abatajul-cameră nr. 2 vest sectorul II s-au folosit două găuri plasate cîte una de o parte și de alta a intercalației, iar în abatajul-cameră nr. 5 est sectorul I, s-au folosit cîte două găuri de o parte și de alta a intercalației. Alegerea numărului de găuri s-a făcut sub formă experimentală.

5. Înaintare stratul 7. Grosimea stratului a fost de 0,8—1,4 m, cărbune tare lipsit de intercalații sterile. Culcușul și coperișul au fost formate din marnă compactă. Profilul de săpare al galeriei a fost de 6 m². Avansarea s-a făcut prin tăierea cărbunelui cu ciocanul de abataj, iar a rocilor din culcuș și coperiș — cu ajutorul explozivilor.

La toate încercările de injectare presiunea aerului comprimat nu a depășit 3,5 at, iar presiunea apei în rețeaua de alimentare — 4 at, cu excepția înaintării din stratul 7 sectorul II, unde presiunea apei în rețeaua de alimentare a fost de 35—40 at.

Parametrii medii de injectare obținuți sînt prezentați în tabela 1.

Eficacitatea medie în combaterea formării prafului prin injectarea apei obținute la mina Petrila este prezentată în tabela 2.

b. *Rezultatele încercărilor de injectare a apei în strat la mina Anina*

Încercările de injectare a apei în strat la această mină s-au desfășurat în stratul 7 sud Francisc și sectorul vest zona Nouă, folosindu-se instalația H-350-60. Lucrările de perforare a găurilor și de injectare a lor s-aup executat în schimbul neproductiv (schimbul III) paralel cu lucrările de întreținere. Conducerea minei a format pentru lucrările de injectare o echipă compusă din doi muncitori pentru perforarea găurilor și injectare și un muncitor mecanic pentru deservirea pompei de injectare.

Tabela 2

Locul de experimentare	Eficacitatea medie % la operațiile:				
	perforare	la 15 min după împușcare	tăierea cu ciocanul de abataj	încărcare	deversarea
Abataj în trepte răsturnate stratul 6, sectorul II	—	—	70—90	—	—
Abataj în trepte răsturnate stratul 7, sectorul II	—	—	58—87	—	—
Abataj-cameră nr. 2 vest stratul 5, sectorul II	58	75	—	70	—
Abataj-cameră, stratul 3, sectorul III	55	43	—	61	73—83
Abataj-cameră nr. 5 est stratul 5, sectorul I	67	—	—	82	—
Înaintare stratul 7, sectorul II	—	—	75,5	62	—

Pentru injectare s-au folosit, de asemenea, găuri scurte cu lungimea de 2 m. Nu s-a urmărit o schemă tip de plasare a găurilor, alegerea locului de perforare a găurilor în vederea injectării făcîndu-se după situația de la locul de muncă, avînd în vedere ca tăierea cărbunelui să se poată face de la o zi la alta în cărbune umectat.

1. Abataj în stratul 3 sud Francisc. Abatajul, cu lungimea de 110 m, a fost împărțit în opt trepte drepte numerotate de sus în jos. Tăierea cărbunelui s-a efectuat cu ciocanul de abataj. Stratul nu avea înclinarea și grosimea uniformă, prevăzînd și unele sărituri. Grosimea medie a stratului a fost de 1,5 m, avînd, la circa 35 cm sub coperișul fals, o intercalație sterilă de circa 50 cm. Coperișul fals avînd grosimea de circa 35 cm se desprindea cu ușurință în timpul abatării cărbunelui. Înclinarea stratului a fost de 40—80°.

2. Abataj în stratul 7 sectorul vest zona Nouă. Abatajul a fost cuprins între orizonturile 7 și 6/7 putîndu-se dezvolta pe o lungime de înclinare de 52 m. În perioada încercărilor a început exploatarea în acest abataj pe o singură treaptă dezvoltîndu-se, pînă la sfîrșitul perioadei de încercare, trei trepte drepte. Înclinarea stratului a ajuns pînă la 90°; depășind în unele locuri această înclinare, stratul devenea răsturnat. Tăierea cărbunelui se efectua cu ciocane pneumatice de abataj și cu explozivi. Grosimea stratului a fost de aproximativ 2,20 m, avînd la distanțe variabile, de 0,7—1,20 m de coperiș, intercalație sterilă cu grosimea de 0,2—0,5 m.

În timpul încercărilor de injectare în ambele abataje presiunea apei de alimentare a variat între 2 și 5 at, iar presiunea aerului comprimat între 3 și 3,5 at.

Perimetrii medii de injectare obținuți sînt prezentați în tabela 3.

Trebuie subliniat că, parametrii medii de injectare prezentați sînt obținuți din datele culese de la E.M. Anina (T.M. Banatul) pe o perioadă lungă de urmărire (4 luni), în abatajul nr. 686.

Eficacitatea medie în combaterea formării prafului prin injectarea apei obținută la mina Anina este prezentată în tabela 4.

Eficacitatea reducerii prăfuirii la mina Anina, stabilită, poate fi considerată ca optimă întrucît, indiferent de timpul de injectare respectiv, presiunea și cantitatea de apă, s-a considerat operația terminată atunci cînd la frontul de lucru apa a început să iasă din masiv pe toată suprafața.

III. CONCLUZII ȘI PROPUNERI

1. Combaterea formării prafului de cărbune prin injectarea apei în strat cu ajutorul pompelor de înaltă presiune este o metodă larg răspîndită la minele din străinătate, care s-a dovedit a fi aplicabilă și la minele din țara noastră.

Tabela 3

Indicii	Valoarea
Presiunea apei la injectare, at	134
Viteza de injectare, l/min	25
Cantitatea de apă injectată, l/gaură	150
Timpul de injectare al unei găuri, min/gaură	5,9
Consum specific de apă, l/t	11,9
Lungimea găurilor de injectare, m	2
Timpul de perforare al unei găuri (pregătirea uneltelor și perforare), min/gaură	22
Consum de aer comprimat, m³/t	12,27
Timpul total folosit pentru pregătire, perforare, injectare, min/om/gaură	44,5
Productivitatea în abataj obținută pe timpul injectării apei în strat, t/post	2,424

Analizînd rezultatele medii obținute, indicate în tabele 1, 2, 3 și 4, se constată următoarele:

— Parametrii medii de injectare obținuți la E.M. Petrila și E.M. Anina se înscriu, în general, în datele comunicate în literatura de specialitate.

— Timpul de injectare a unei găuri a fost mult mai mare la mina Petrila (21—30 min) față de cel obținut la mina Anina (5,9 min) din cauză că instalația de injectare folosită la mina Petrila este de debit și presiune mai mică. În afară de aceasta, rezistența la pătrunderea apei este mai mare în cazul stratelor de la mina Petrila. Coeficienții de filtrare obținuți la E.M. Petrila au fost cuprinși între 0,0015 și 0,0108, pe cînd la mina Anina au fost cuprinși între 0,0152 și 0,0167. Acest lucru arată că este indicat să se folosească la mina Petrila instalații de injectare mai puternice decît la stratul 7, mina Anina.

— Productivitatea în abataje în timpul lucrărilor de injectare a crescut cu 17,6% la mina Anina (stratul 7) și cu 9,8% la mina Petrila (stratul 5). Viteza de înaintare a galeriei din stratul 7 orizontul XIII E.M. Petrila a crescut în urma injectării apei în strat cu 35%. Se observă că în cazul minei Petrila la calculul acestor indici nu s-a ținut seama de personalul folosit la injectare, deoarece instalația de injectare nu a intrat în dotarea grupelor.

— Eficacitatea în combaterea formării prafului în timpul executării diferitelor operații a fost de 43—90% la mina Petrila și de 70—92% la mina

Tabela 4

Locul de experimentare	Eficacitatea medie, % la operațiile:	
	perforarea în vederea împușcării	tăierea cu ciocanul de abataj
Abataj în trepte drepte stratul 7 sud Francisc.	—	70—85,5
Abataj în trepte drepte stratul 7, sectorul vest zona Nouă.	92	91

Anina. Cu toată eficiența ridicată concentrația prafului în atmosferă, în timpul executării operațiilor la locul de muncă, a fost deseori peste limita considerată nepericuloasă din punct de vedere igienico-sanitar, de normele în vigoare. Prăfuirea atmosferei după efectuarea injectării apei în strat a fost mai mare la mina Anina decît la mina Petrila. Din această cauză se propune ca în continuarea lucrărilor de cercetare să se încerce injectarea apei în stratul 7, mina Anina, cu pompe de capacitate mai redusă, astfel ca apa să pătrundă lent în masiv în toate fisurile naturale, înainte de fisurarea hidraulică. Faptul că la stratul 7, mina Anina, trebuie să se folosească pompe cu capacitate mai redusă decît la E.M. Petrila, se dovedește și prin aceea că permeabilitatea la apă a stratului 7, E.M. Anina este în medie de 4,5 ori mai mare decît a stratelor de cărbune cercetate la E.M. Petrila.

2. În cazul abatajelor în trepte răsturnate de la E.M. Petrila la care lucrările de abatare se fac pe toate schimburile, este greu de organizat injectarea apei în strat prin găuri scurte întrucît operațiile de pregătire pentru injectare întrerup activitatea de tăiere a cărbunelui pe diferite trepte, pentru evitarea accidentelor. În astfel de situații ar fi potrivit să se încerce injectarea apei în găuri lungi paralele cu frontul de lucru.

Organizarea lucrărilor de injectare folosind găuri scurte este mai ușor de realizat în cazul cînd în cadrul unui ciclu există un schimb neproductiv (cazul stratului 7, E.M. Anina).

La lucrările de înaintare și abataje-cameră, unde se injectează una sau două găuri, injectarea apei poate fi cuprinsă în ciclul de desfășurare a lucrărilor fără suplimentarea efectivului.

3. Ținînd seamă de rezultatele bune obținute în timpul încercărilor de injectare a apei în strat la minele Petrila și Anina, atît din punctul de vedere al combaterii prafului de cărbune cît și din punct de vedere economic, se recomandă trecerea treptată la generalizarea acestei metode și continuarea cercetărilor, folosind diferite instalații de injectare pentru stabilirea parametrilor optimi. Continuarea cercetărilor este necesară și pentru culegerea datelor în vederea completării instrucțiunilor referitoare la combaterea exploziilor de praf de cărbune, elaborate de M.M.E.E.

Bibliografie

[1] Selenkov, V. N., Rîjih, L. I. și Poluev, A. P. *Umectarea prealabilă a masivului de cărbune pentru prevenirea formării prafului în abataje.* În: Ugol, *35*, nr. 7, iulie, 1960.

[2] Ontin, E. I. *Unele probleme și practica injectării apei în stratul de cărbune aplicată ca mijloc de combatere a prafului de cărbune. — Extrase din lucrările conferinței internaționale privitoare la tehnica securității și protecția muncii în industria carboniferă.* Vol. I. Combaterea prafului de cărbune și explozivității acestuia. București, 1962.

[3] Xenofontov, A. I., Burceakov, A. S. și Juravlev, V. P. *Pomparea apei în stratul de cărbune și calculul parametrilor hidraulici ai stratelor.* În: Ugol *36*, nr. 2, febr., 1961.

[4] Kuznețov, Iv. V. *Umezirea prealabilă a cărbunelui în masiv factor al măririi productivității muncii.* În: Ugol *35*, nr. 4, apr., 1960.

[5] Kucevski, I. V. *Injectarea preliminară a apei în strat folosită ca mijloc de preîntîmpinare a loviturilor de coperiș.* În: Ugol nr. 3, 1962.

[6] Theis, H. și Werch, B. *Încercări efectuate într-o mină de cărbuni cu injectorul de apă la înaltă presiune tip Hausherr.* În: Glückauf, *94*, nr. 51/52, decembrie, 1958.

[7] Theis, H. și Schunt, K. *Noi încercări efectuate cu utilaje pentru injectarea apei la înaltă presiune în stratele de cărbune puțin înclinate.* În: Glückauf *96*, nr. 17, august, 1960.

[8] * * * *Combaterea formării prafului de cărbune prin injectarea apei în strat.* Filiala ICEMIN, Petroșani, 1962.

NOTE

Aplicarea analizei spectrale de emisie în prospecţiunile geochimice

Ing. **David Boris** şi fiz. **Irina Nichita**

Analiza spectrală de emisie se rezumă la determinarea compoziţiei chimice a substanţelor după spectrul de emisie al vaporilor acesteia. Este o metodă fizică de analiză care, de regulă, nu necesită o pregătire chimică prealabilă a materialului de analizat. Acest lucru dă posibilitatea de a simplifica şi accelera în mod considerabil determinarea multor elemente din probele de analizat.

Simplitatea şi universalitatea analizei spectrale de emisie, sensibilitatea relativ ridicată faţă de multe elemente şi productivitatea mare, au permis utilizarea largă a acestei metode în U.R.S.S. şi în multe alte ţări, în domeniul prospecţiunilor geologice.

Analiza spectrală cantitativă de precizie a minereurilor şi mineralelor este o metodă destul de complicată, în cele mai multe cazuri, şi, în consecinţă, nu întotdeauna reuşeşte să se încadreze în categoria metodelor expres. De aceea, în cazul lucrărilor geologice de prospectare, o mare aplicabilitate îşi găsesc metodele spectrale semicantitative, care în cazul unei raţionale utilizări pot furniza cu succes şi rapid rezultatele necesare, cu o precizie care să satisfacă scopul urmărit.

În cazul particular al T.P.E.M., în cadrul lucrărilor de prospecţiuni geochimice, datele necesare sînt furnizate de către analizele geochimice de dozare a Cu, Pb şi Zn.

Metoda geochimică cu ditizonă, folosită pe scară largă la noi în ţară, prin natura operaţiilor şi a reactivilor de care este legată (un reactiv toxic — tetraclorura de carbon) apare ca o metodă greoaie.

Din tabela 1, care a fost întocmită pe baza rezultatelor obţinute prin analiza geochimică a 12 probe la 8 mîini, rezultă că eroarea medie de lucru (reproductibilitatea) oscilează între 15 şi 72%, ceea ce, în mod practic, corespunde cerinţelor pentru o metodă semicantitativă.

Practic, o reproductibilitate caracterizată de valori care nu depăşesc 100% este absolut suficientă pentru scopul urmărit prin efectuarea analizelor geochimice şi anume, stabilirea fondului geochimic şi evidenţierea anomaliilor.

Productivitatea redusă a metodei geochimice cu ditizonă impune, de asemenea, rezolvarea acestei probleme pe o cale mai comodă. În prezent, o echipă formată dintr-un chimist şi un laborant ar putea efectua, în cazul unei activităţi lunare continue, cca. 400 analize a trei elemente (Pb, Zn şi Cu). Se ştie însă că nici acest lucru nu este posibil, întrucît mediul toxic obligă la organizarea lucrului pe perioade de cel mult două săptămîni.

Considerentele de mai sus, cerinţele mereu crescînde ale geologilor faţă de o cît mai promptă deservire cu analize, precum şi condiţiile create în cadrul întreprinderii noastre prin utilarea modernă a laboratorului de spectrografie, au dus la experimentarea şi punerea la punct a metodei spectro-geochimice semicantitative pentru analiza probelor de sol privind elementele Pb, Zn şi Cu.

Din tabela 2, care include rezultatele obţinute în 27 zile de lucru în serie, cu două probe de control, se poate trage concluzia asupra reproductibilităţii practice a metodei spectro-geochimice. Se constată că aceasta oscilează între 19 şi 42%, deci în limite similare cu ale metodei geochimice cu ditizonă.

În condiţiile actualei organizări a echipei de lucru, formate din fizician, tehnician şi laborant, se poate asigura o productivitate lunară de 2 000 probe geochimice a trei elemente (Pb, Cu şi Zn). Aceasta nu reprezintă bineînţeles o limită, cifra fiind fixată în condiţiile introducerii unui tip nou de analiză şi utilizîndu-se sistemul clasic de expunere a probei în arcul electric, din craterul electrodului inferior. În prezent, în cadrul laboratorului de spectrografie, se studiază posibilitatea apli-

Tabela 1

Reproductibilitatea metodei geochimice

Proba	Reproductibilitatea, %		
	Pb	Zn	Cu
1	15,4	72,0	44,2
2	40,0	36,4	50,0
3	22,3	45,1	40,2
4	34,8	41,2	26,5
5	24,3	59,8	34,6
6	54,4	39,1	33,6
7	32,0	25,6	31,3
8	29,6	68,4	42,3
9	26,0	66,2	50,4
10	27,9	28,2	35,1
11	37,4	46,0	55,1
12	68,4	28,7	23,4

Tabela 2

	Proba A			Proba B		
	Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn
	0,002	0,007	0,020	0,002	0,003	0,030
	0,003	0,008	0,010	0,003	0,004	0,040
	0,004	0,010	0,020	0,006	0,004	0,040
	0,004	0,009	0,020	0,006	0,005	0,050
	0,003	0,008	0,020	0,005	0,005	0,050
	0,004	0,020	0,030	0,005	0,005	0,040
	0,003	0,007	0,010	0,005	0,005	0,050
	0,004	0,020	0,030	0,006	0,008	0,050
	0,004	0,010	0,030	0,006	0,005	0,060
	0,003	0,010	0,030	0,009	0,007	0,070
	0,005	0,020	0,030	0,005	0,010	0,050
	0,005	0,010	0,030	0,006	0,005	0,060
	0,004	0,010	0,040	0,005	0,005	0,050
%	0,005	0,020	0,020	0,005	0,008	0,030
	0,003	0,030	0,025	0,006	0,010	0,050
	0,002	0,007	0,010	0,003	0,002	0,060
	0,004	0,010	0,020	0,005	0,006	0,050
	0,005	0,010	0,030	0,005	0,003	0,050
	0,004	0,020	0,020	0,005	0,008	0,050
	0,003	0,010	0,010	0,004	0,005	0,030
	0,004	0,010	0,020	0,005	0,007	0,050
	0,004	0,010	0,020	0,005	0,007	0,050
	0,003	0,020	0,020	0,005	0,009	0,060
	0,004	0,010	0,025	0,006	0,005	0,050
	0,003	0,010	0,030	0,005	0,006	0,050
	0,005	0,015	0,030	0,007	0,004	0,060
	0,004	0,020	0,020	0,005	0,006	0,040
Media	0,0035	0,015	0,025	0,005	0,006	0,050
Reproductibilitatea -	25,5	42,4	31,7	26,3	33,6	19,2

cării unui dispozitiv de presărare a probei între electrozi orizontali, în curent de aer, lucru care, bazîndu-ne pe datele existente în literatura de specialitate şi pe rezultatele primelor încercări practice, va permite atît ridicarea considerabilă a productivităţii, cît şi îmbunătăţirea reproductibilităţii. De asemenea, această soluţie va duce şi la o creştere a sensibilităţii metodei spectro-geochimice.

Limitele de sensibilitate ale metodei spectro-geochimice propuse în faza actuală sînt:

Pb $3.10^{-4}\%$;
Cu $1.10^{-4}\%$;
Zn $1—3.10^{-3}\%$.

După cum se vede, numai zincul prezintă o sensibilitate mai redusă, însă ţinînd cont de faptul că fondul geochimic natural al acestui element nu coboară în general sub $5.10^{-3}\%$, iar conţinuturile anomalice pentru Pb, Cu, Zn etc. se consideră de regulă începînd cu valori care depăşesc $10^{-2}\%$, această sensibilitate redusă nu prezintă un inconvenient practic în aplicarea metodei spectrale în geochimie.

Trebuie semnalată, de asemenea, diferenţa de principiu care stă la baza interpretării rezultatelor obţinute prin cele două metode. Astfel, analiza geochimică dozează numai conţinuturile elementelor care se găsesc sub formă solubilă în acid clorhidric normal, nesesizînd prezenţa nî sol a unor combinaţii insolubile (combinaţii organice complexe, sulfuri etc.).

Analiza spectro-geochimică dozează conţinutul integral, indiferent de forma sub care se găsesc cationii analizaţi. Acest lucru prezintă un avantaj întrucît metoda sesizează prezenţa în sol şi a materialului nealterat, anomaliile prezentînd un contrast pronunţat, fapt care nu poate avea loc decît în preajma unei surse de contaminare sau pe o direcţie care să îndrumeze spre aceasta.

Această particularitate mai prezintă un avantaj considerabil şi anume faptul că metoda propusă devine aplicabilă fără nici un fel de modificări şi la analizele metalometrice pe rocă.

Totodată, prin înregistrarea spectrului de emisie al probelor într-un domeniu destul de larg (2 300—3 500 Å), devine posibilă extinderea diapazonului de lucru şi asupra altor elemente, ceea ce va permite obţinerea unui tablou geochimic integral al zonelor analizate.

Valorile mari găsite la o serie de probe geochimice, prin metoda spectrală în comparaţie cu cele geochimice, au fost confirmate de analiza polarografică, după cum rezultă din tabela 3.

Totodată, pentru a demonstra că diferenţele de concentraţii dintre cele două metode se datoresc prezenţei în sol a unor forme greu solubile, reziduul rămas după extracţia cu acid clorhidric normal a fost fotografiat. Spectrul obţinut a indicat prezenţa unor conţinuturi ridicate în Pb, Cu şi Zn în rezidiu.

Pentru a arăta maniera în care fiecare din cele două metode evidenţiază salturile anomalice, precum şi consecvenţa care există între anomaliile sesizate, au fost analizate prin ambele metode probe colectate din două sectoare şi anume: sectorul I, specific pentru o anomalie de cupru şi sectorul II, specific unor anomalii de Pb şi Zn. În figurile 1, 2 şi 3 sînt redate curbele de reprezentare ale celor două metode pentru cupru, plumb şi zinc. Curbele fiind trasate la aceeaşi scară, se poate vedea uşor faptul că ambele metode sesizează prezenţa anomaliilor, însă această sesizare este incomparabil mai netă în cazul metodei spectr-o geochimice.

Se observă că valorile găsite prin cele două metode concordă ca ordin de mărime în zonele cu conţinuturi mici în cationii analizaţi, zone care se caracterizează prin prezenţa numai a combinaţiilor

Tabela 3

Proba	Pb		Cu		Zn	
	spectral	polarografic	spectral	polarografic	spectral	polarografic
015	1,00	0,98	0,120	0,127	0,025	0,031
2281	1,30	1,17	—	—	2,00	1, 9
766	0,30	0,30	—	—	0,35	0,13
2314	⩾ 3,00	2,60	—	—	>3,00	5,06
1876	0,50	0,54	—	—	1,30	0,40

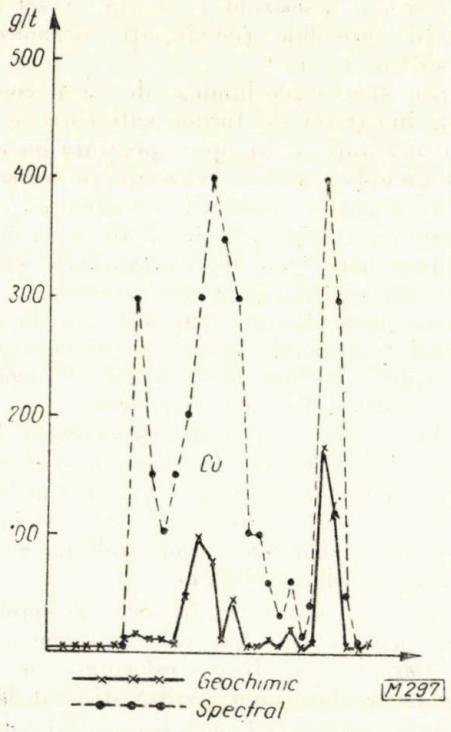


Fig. 1.

solubile. În zonele cu anomalii pronunțate, diferențele în plus găsite pe cale spectrală se datorează fie prezenței în sol a unor conținuturi ridicate de combinații solubile, dar care nu reușesc să fie trecute integral în soluție datorită timpului redus de atac cu un acid diluat, fie prezenței unor forme insolubile care în mod categoric nu pot fi decelate geochimic. În sprijinul explicației legate de timpul insuficient de atac stă în special graficul din figura 1, unde concordanța dintre alura curbei spectrale și a celei geochimice este foarte pronunțată. Graficele din figurile 1 și 2 sprijină mai mult explicația legată de prezența în zonele respective a unor forme insolubile pe care metoda geochimică nu le sesizează.

În mod practic, după toate aparențele, ambele fenomene sînt valabile, participînd însă în proporții diferite de la caz la caz.

Din cele prezentate mai sus rezultă că metoda spectro-geochimică prezintă o valoare de aplicare similară cu cea geochimică în cazul prezenței în sol a formelor solubile și are avantaje nete în cazul aplicării sale pe soluri contaminate în anumite zone cu material nealterat (sulfuri), întrucît sesizează aceste prezențe, aducînd un aport în plus în interpretarea hărților de prospectare.

Metoda spectro-geochimică propusă

Analiza se execută în domeniul ultraviolet la spectrograful ISP-28 sau Q-24. Sursa de excitare este generatorul de arc de curent alternativ activat, 220 V și 12—14 A (amperajul optim este de 12, în cazul lucrului cu un stativ închis tip PS-164, și de 14, în cazul unui stativ deschis).

Se utilizează plăci Agfa ultraviolet 9 × 24 cm sau sovietice tip II — 16 unități GOST, electrozi din cărbune spectral S-3 (U.R.S.S.) — vergele 6×200 mm.

Electrodul superior se ascute conic, iar cel inferior prezintă un crater avînd diametrul de 3 mm și adîncimea de 4 mm.

Lungimea electrozilor utilizați este de 50 mm.

Probele se finisează în mojare de agat sau sintercorund pînă la circa 0,08 mm și se presează în craterele respectivilor electrozi, fără cîntărire.

Etaloanele se pregătesc din amestecuri de substanțe pure.

Se pregătește un steril format din amestecuri de reactivi (oxizi) într-o proporție apropiată de o compoziție medie a solului. Din acest steril și din reactivii PbO, CuO și ZnO se pregătește etalonul inițial cu 3%. Din acest etalon prin diluări succesive cu sterilul amintit se pregătește garnitura de etaloane avînd concentrațiile (1% ; 0,33% ; 0,11% ; 0,033% ; 0,011% ; 0,0033% ; 0,0011% ; 0,00033% ; 0,00011%).

Omogenizarea etaloanelor se face în mojar de agat puțin încălzit, amestecîndu-se cu alcool pur (suspensia în alcool se amestecă cu pistilul pînă la evaporarea alcoolului).

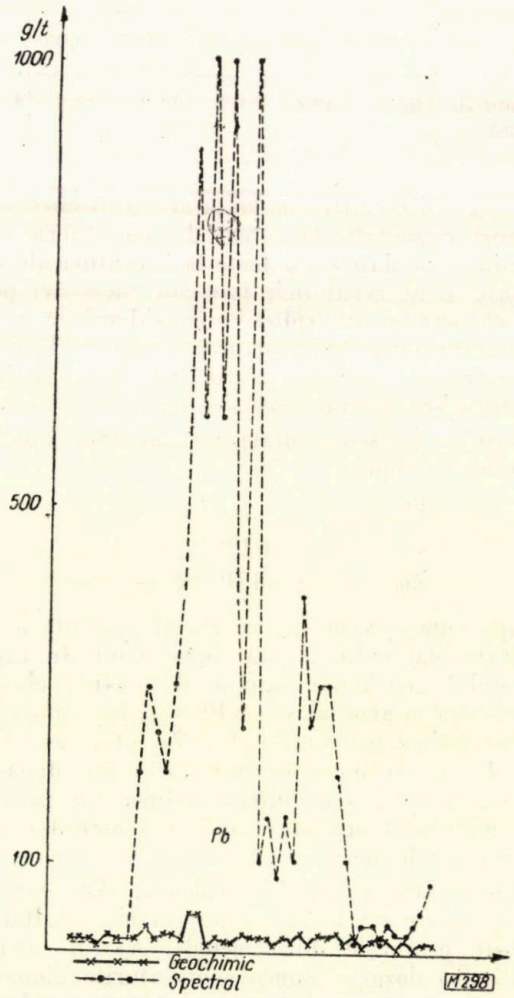


Fig. 2.

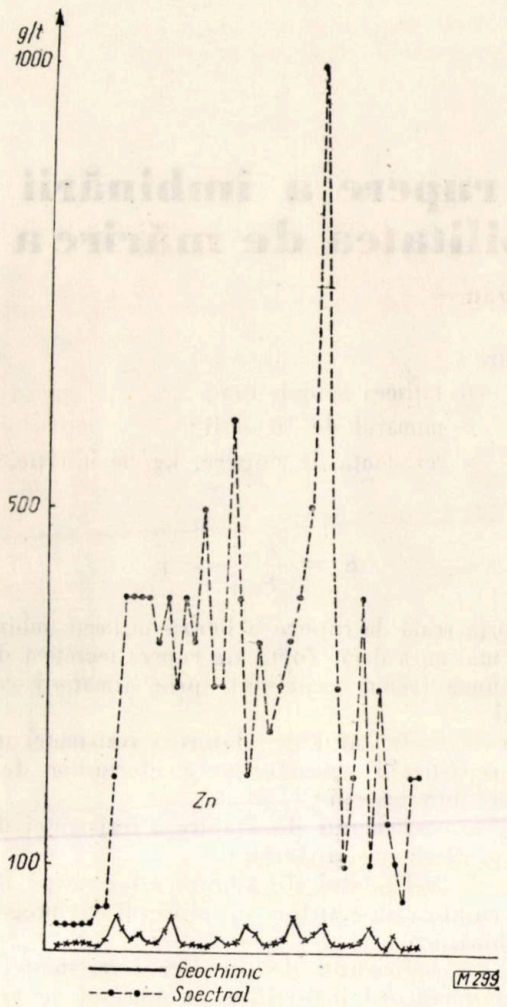


Fig. 3.

Expunerea se face timp de 30 s. Distanța dintre electrozi este de 2 mm. Blenda intermediară (revolver) este de 2 în cazul agregatului ISP-28 și 3,2 în cazul agregatului Q-24 (cu o deschidere a obiectivului egală cu 15).

Fanta — 8 microni la ISP-28 și 2 microni la Q-24.

Developarea se face cu revelator contrast, la 20°C timp de 3 min; fixare acidă.

Citirea înnegririlor se face la microfotometru, ceea ce elimină erorile subiective și reduce oboseala ochilor operatorului. Totodată, nu impune o calificare îndelungată a personalului.

Se folosesc următoarele linii spectrale:

Pb — 2873,3 A
Pb — 2802,0 A — concentrații mari.
Pb — 2833,0 A — concentrații mici.
Cu — 2824,3 A — concentrații mari.
Cu — 3273,9 A — concentrații mici.
Zn — 3345,0 A — pe întreg intervalul.

Pe fiecare placă în parte se fotografiază etaloanele și se trasează curbele pe o diagramă logaritmică pe abscisă și milimetrică pe ordonată.

Coordonatele folosite sînt: S — lg C. Se citesc rezultatele cu rotunjirea directă a valorilor după cum urmează:

La n.10^{-4} % — 0,0001; 0,0002 etc.
La n.10^{-3} % — 0,001; 0,002 etc.
La n.10^{-2} % — 0,010; 0,015; 0,020 etc.
La n.10^{-1} % — 0,100; 0,110 etc.

Pentru o mai mare expeditivitate în trasarea curbelor și pentru a reduce și consumul de hîrtie logaritmică se lucrează pe o sticlă sub care se găsește diagrama permanentă. Astfel, curbele pot fi trasate cu cerneală și șterse imediat după citirea rezultatelor.

Considerații economice

Metoda spectro-geochimică propusă, datorită productivității mari și unui consum mic de materiale, are un preț redus. Devizul întocmit pentru o analiză de trei elemente este de 9,26 lei față de 28 lei, costul unei analize de trei elemente executate geochimic. La numărul mare de analize geochimice, care se execută curent în cadrul întreprinderilor de prospecțiuni, această reducere a prețului de cost generează economii însemnate.

Concluzii

Metoda spectro-geochimică semicantitativă este o metodă comodă, suficient de precisă pentru a satisface scopul urmărit în prospecțiunile geochimice și mult mai ieftină în comparație cu analiza geochimică.

Prin posibilitatea aplicării în aceleași condiții și la probele de rocă, metoda prezintă un caracter universal.

Diapazonul larg al spectrului, care se poate obține dintr-o singură fotografiere, permite extinderea metodei asupra unui număr mare de elemente (în condițiile propuse se poate etalona pentru Pb, Cu, Zn, Ag, Cd, Sb, Sn, V, Mo, Ni, Co etc.) dînd posibilitatea reproducerii integrale a tabelului geochimic din sectorul analizat.

Pe măsura pregătirii personalului se vor putea simplifica operațiile de evaluare a conținuturilor trecîndu-se de la citirile fotometrice la aprecieri directe vizuale la spectroproiector. Acest lucru va mări considerabil productivitatea metodei.

* În prezent metoda se aplică pe scară largă în cadrul TPEM, iar rezultatele obținute confirmă justețea aplicării ei.

Totodată, metoda a fost preluată pentru aplicare și generalizare de către laboratorul de geochimie al I.P.L. din cadrul Comitetului geologic.

Bibliografie

[1] Lonțih, S. V., Nedler, V. V. și Raihbaum, I. D. *Spektrallnii analiz metalometriceskih prob.* Gosgheoltehizdat, Moskva, 1959.
[2] Katcenkov, S. M. *Spektrallnii analiz gornih porod.* Gostoptehizdat, 1957.
[3] Rusanov, A. K. *Spektrallnii analiz rud i mineralov.* Gosgheoltehizdat, 1948.
[4] Kler, H. M., *Polukolicestvenii spektrallnii analiz mineralinovo sîria.* Izdatelstvo Leningradskovo Universiteta, 1960.
[5] Vinogradov, A. P. *Gheohimia redkih i raseianih himiceskih elementov v pocivah.* Izdatelstvo Akademii Nauk SSSR Moskva, 1957.
[6] Saukov, A. A. *Geochimie* (traducere din limba rusă), Editura tehnică, 1954.

Cercetarea rezistenţei la rupere a îmbinării benzilor de transport şi posibilitatea de mărire a ei

Ing. V. Sîngeorzan

Rezistenţa şi durata de funcţionare a benzilor de transport depind în primul rînd de modul şi calitatea îmbinării capetelor.

Modurile de îmbinare a capetelor benzilor de transport folosite în momentul de faţă sînt în multe cazuri cauze de avarii, nepermiţînd folosirea completă a rezistenţei de rupere a benzilor propriu-zise.

Îmbinării capetelor benzii se impun următoarele cerinţe: rezistenţă suficientă pentru preluarea forţei de tracţiune maxime, slăbirea minimă a carcasei şi a învelişului de cauciuc al benzii, flexibilitate în lungimea şi lăţimea benzii pentru posibilitatea de înfăşurare a tobelor cu diametrul mic şi obţinerea concavităţii, simplicitate în îmbinare şi imposibilitatea de autodesprindere.

Din multiplele moduri de îmbinare a benzilor de transport folosite de practică, cel care corespunde condiţiilor arătate mai sus este îmbinarea nedemontabilă prin vulcanizare (fig. 1).

În literatura de specialitate se aminteşte că rezistenţa la rupere a benzilor de transport, în locurile de îmbinare prin vulcanizare, reprezintă 80%

Fig. 1. Îmbinare nedemontabilă a capetelor benzilor de transport prin vulcanizare.

din rezistenţa de rupere a benzilor propriu-zise, avînd deci în locurile de îmbinare un coeficient de slăbire a rezistenţei $k = 0{,}8$.

Experienţele la rupere a benzilor de transport făcute de noi au arătat că forţa reală de rupere a benzilor în locurile de îmbinare este mult mai mică decît forţa de rupere teoretică a benzii, iar coeficientul de slăbire a rezistenţei K depinde de numărul de inserţii ale benzii.

Deci putem scrie că:

$$F_{real} = K.F_{teor.}, \qquad (1)$$

unde:

F_{real} reprezintă forţa reală de rupere a benzii în locul de îmbinare;

$K < 1$ = coeficientul de slăbire a rezistenţei în locul de îmbinare;

F_{teor} = B.i. σ_r — forţa teoretică de rupere a benzii propriu-zise;

în care:

B este lăţimea benzii, cm;

i = numărul de inserţii;

σ_r = rezistenţa de rupere, kg/cm inserţie,

deci

$$K = \frac{F_{real}}{F_{teor}} < 1. \qquad (2)$$

Forţa reală de rupere a benzii în locul îmbinării este mai mică decît forţa de rupere teoretică datorită unor factori exprimaţi prin următorii coeficienţi:

K_1 — coeficientul de slăbire a rezistenţei datorită repartizării neuniforme a eforturilor de întindere între inserţii;

K_2 — coeficientul de slăbire a rezistenţei datorită pierderii unei inserţii;

K_3 — coeficientul de slăbire a rezistenţei datorită curăţirii inserţiilor în procesul de pregătire a îmbinării;

K_4 — coeficientul de pierdere a rezistenţei datorită reîncălzirii inserţiilor în procesul de vulcanizare.

Deci, coeficientul total de slăbire a rezistenţei K va fi:

$$K = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4. \qquad (3)$$

Determinarea experimentală a coeficientului total de slăbire a rezistenţei, K

Pentru determinarea experimentală a coeficientului total de slăbire a rezistenţei, K, a benzilor de transport în locul de îmbinare au fost pregătite epruvete speciale de îmbinări, care au fost supuse la rupere la maşina de încercat la întindere în laboratorul Institutului de mine din Moscova.

Au fost supuse la rupere cîte cinci bucăţi de epruvete din fiecare bandă cu număr de inserţii de la 4 la 11.

Pentru înregistrarea precisă a forţei de rupere a epruvetelor a fost folosită metoda electrotensiometrică de fixare a forţei de rupere. În calitate de sesizori au fost folosiţi sesizorii de sîrmă crom-nichel cu rezistenţă ohmică de 200 Ω, iar în calitate de aparatură de amplificare şi înregistrare — amplificator tip MGT şi oscilograf tip MPO-2 cu posibilitatea de înregistrare a forţei de rupere a epruvetelor pe film de cinematograf.

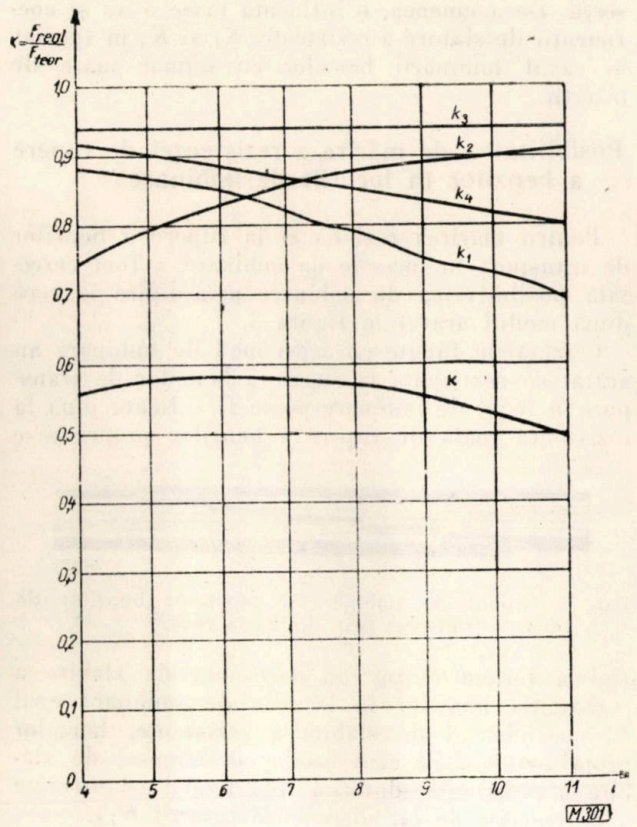


Fig. 2. Valorile coeficienților de slăbire a rezistenței de rupere a benzilor de transport în locurile de îmbinare.

Această metodă ne-a dat posibilitatea unei înregistrări precise a forței de rupere a fiecărei epruvete în parte.

Valorile coeficientului total de slăbire a rezistenței benzilor, K, în locul îmbinărilor, în urma prelucrării oscilogramelor și calculat cu formula (2) sînt reprezentate în funcție de numărul de inserții a benzii în curba K din figura 2.

Să vedem acum care sînt factorii care determină coeficientul total de slăbire a rezistenței benzilor în locul de îmbinare și influența pe care o au acești factori asupra coeficientului de slăbire, în funcție de numărul de inserții ale benzilor.

Coeficientul de slăbire a rezistenței datorită repartizării neuniforme a eforturilor de întinderi între inserții, K_1

Experiențele făcute de noi au arătat că forța de rupere a unei benzi de transport este mai mică decît suma aritmetică a forțelor de rupere a fiecărei inserții luată în parte. Acest lucru se datorește neuniformei repartizări a eforturilor de întindere între inserții și porțiuni ale benzii datorită următorilor factori :

a) calitatea diferită a materiei prime la fabricarea inserțiilor benzii ;

b) structura neuniformă a țesăturii inserțiilor ;

c) neuniformitate în alungirea specifică a firelor urzelii inserțiilor ;

d) neuniformitate între firele urzelii pe lățimea inserțiilor ;

e) întinderea neuniformă a firelor urzelii și bătăturii la țeserea inserțiilor ;

f) neuniformitate în întinderea inserțiilor pe lățime și între inserții la fabricarea carcasei benzii ;

g) neuniformitatea structurii materialului de legătură a inserțiilor între ele.

Sub influența factorilor arătați (sau numai a cîtorva dintre ei), sub acțiunea forței de întindere, unele părți din bandă (în lungimea și lățimea îmbinării) sau inserții sînt supuse unei întinderi mai mari de cît celelalte părți sau inserții ale benzii. Prin urmare, aceste părți sau inserții ale benzii se rup înainte ca în celelalte părți sau inserții ale benzii eforturile să fi atins limita rezistenței la rupere. Datorită acestui fenomen forța de întindere aplicată benzii, care este mai mică decît suma aritmetică a forțelor de rupere a inserțiilor, se reîmparte celorlalte părți sau inserții, care atingînd limita rezistenței de rupere, se rup și ele.

Pentru determinarea coeficientului de slăbire a rezistenței K_1, au fost supuse la rupere cîte cinci epruvete pregătite în acest sens din fiecare bandă cu număr de inserții de la 4 pînă la 11. Pentru fixarea precisă a forței de rupere, a fost folosită și în acest caz metoda electrotensiometrică ca în cazul determinării coeficientului total de slăbire a rezistenței K.

Valorile coeficientului de slăbire a rezistenței K_1 și influența lui asupra coeficientului total de slăbire a rezistenței K în funcție de numărul de inserții a benzii este arătat în curba K_1 din figura 2.

Coeficientul de slăbire a rezistenței datorită pierderii unei inserții, K_2

Așa cum se vede din figura 1 prin îmbinarea capetelor benzilor, inserțiile sînt puse una peste alta sub formă de trepte, din care cauză la începutul fiecărei trepte inserțiile sînt așezate cap la cap. Datorită unei asemenea așezări în aceste secțiuni transversale ale benzii numărul de inserții capabile să preia forța de întindere va fi cu una mai puțin decît în banda propriu-zisă. Aceasta înseamnă că în aceste secțiuni transversale ale îmbinării forța reală de rupere va fi mai mică decît forța teoretică de rupere, cel puțin cu forța de rupere a unei inserții.

În acest caz, coeficientul de slăbire a rezistenței benzii în locul îmbinărilor datorită pierderii unei inserții, K_2, poate fi determinat cu raportul :

$$K_2 = \frac{i-1}{i}. \qquad (4)$$

Valorile coeficientului de slăbire a rezistenței benzilor de transport în locul de îmbinare datorită pierderii unei inserții, K_2, calculat după formula (4) în funcței de numărul de inserții sînt arătate în curba K_2 din figura 2.

Coeficientul de slăbire a rezistenței datorită curățării inserțiilor în procesul de pregătire a îmbinării, K_3

În procesul de pregătire a îmbinării, suprafețele inserțiilor pregătite se curăță de rămășițele de cauciuc cu ajutorul polizorului de mînă sau al unei perii de sîrmă.

Datorită acestui fapt inserțiile treptelor își pierd din rezistența lor. Experimental a fost stabilit că prin curățarea unei suprafețe inserția respectivă pierde 3% din rezistența sa.

Datorită faptului că în orice secțiune transversală de-a lungul îmbinării avem două inserții curățate în vederea vulcanizării, coeficientul de slăbire K_3, va avea valoarea:

$$K_3 = 0{,}94.$$

Coeficientul de slăbire a rezistenței datorită reîncălzirii inserțiilor în procesul de vulcanizare, K_4

Pentru îmbinarea benzilor de transport cu ajutorul vulcanizării inserțiile benzilor pe lungimea îmbinării sînt supuse unei reîncălziri și presiuni necesare procesului de vulcanizare. Această reîncălzire și presiune atrage după sine o pierdere de rezistență a inserțiilor.

Cunoscînd valorile coeficientului total de slăbire a rezistenței, K, și valorile coeficienților de slăbire a rezistenței K_1, K_2 și K_3, din formula (3) putem determina valoarea coeficientului de slăbire a rezistenței datorită reîncălzirii inserțiilor în procesul de vulcanizare K_4:

$$K_4 = \frac{K}{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}. \qquad (5)$$

Valorile coeficientului K_4 în funcție de numărul de inserții ale benzilor sînt arătate în curba K_4 din figura 2.

Experiențele făcute de noi au arătat că rezistența la rupere în locurile de îmbinare a benzilor de transport prin vulcanizare este mult mai mică decît rezistența teoretică a benzilor propriu-zise și reprezintă abia 50—58% (în funcție de numărul de inserții ale benzilor), din rezistența la rupere teoretică a benzilor.

Această micșorare a rezistenței benzilor în locurile de îmbinare se datorește, așa cum s-a arătat, mai multor factori reprezentați prin coeficienții de slăbire a rezistenței K_1, K_2, K_3 și K_4 a căror influență asupra coeficientului total de slăbire a rezistenței în funcție de numărul de inserții este arătată în curbele din figura 2. După cum se vede din aceste curbe coeficientul de slăbire a rezistenței K_2 are o mare influență la micșorarea coeficientului total de slăbire a rezistenței K, în special în cazul îmbinării benzilor cu număr mic de inserții. De asemenea, o influență mare o au și coeficienții de slăbire a rezistenței K_1 și K_4 în special în cazul îmbinării benzilor cu număr mare de inserții.

Posibilitatea de mărire a rezistenței de rupere a benzilor în locurile de îmbinare

Pentru mărirea rezistenței la rupere a benzilor de transport în locurile de îmbinare a fost cercetată posibilitatea de îmbinare prin lipire la rece după modul arătat în figura 3.

Cercetările făcute cu acest mod de îmbinare au arătat că rezistența la rupere a benzilor de transport în locul de îmbinare poate fi ridicată pînă la rezistența reală de rupere a benzilor propriu-zise

Fig. 3. Modul de îmbinare a capetelor benzilor de transport prin lipirea la rece.

(adică putem obține un coeficient de slăbire a rezistenței benzilor în locurile de îmbinare egal cu coeficientul de slăbire a rezistenței benzilor propriu-zise, care este însăși coeficientul de slăbire a rezistenței datorită repartizării neuniforme a eforturilor de întindere între inserții K_1).

Acest lucru se explică în felul următor: prin îmbinarea capetelor benzii de transport prin lipirea la rece după modul arătat în figura 3 nu mai avem pierderea unei inserții, adică în oricare secțiune transversală pe lungimea îmbinării, numărul de inserții capabile să preia forța de întindere este egal cu numărul de inserții din bandă. Deci, pierderea de rezistență, datorită pierderii unei inserții, este egală cu zero și coeficientul de slăbire a rezistenței datorită pierderii unei inserții, K, va fi egal cu 1.

În procesul de îmbinare a capetelor benzii prin lipire la rece inserțiile nu mai sînt supuse unei reîncălziri ca în cazul îmbinării prin vulcanizare. Acest lucru face ca pierderile de rezistență a inserțiilor, datorită reîncălzirii, să fie egale cu zero, iar coeficientul de slăbire a rezistenței, datorită reîncălzirii inserțiilor benzii pe lungimea îmbinării K_4 să fie egal cu 1.

Experiențele făcute de noi cu epruvete de benzi îmbinate prin lipirea la rece au arătat că folosind pentru lipire cleiul sovietic marca SV-5 și SV-7 capetele benzilor se pot lipi fără ca inserțiile în prealabil să fie curățate de rămășițele de cauciuc ca în cazul vulcanizării, obținînd aceeași rezistență la deslipire ca și în cazul lipirii inserțiilor în prealabil curățate.

Acest lucru face ca pierderile de rezistență a inserțiilor, datorită curățării lor în procesul de pregătire a îmbinării, să fie egal cu zero, iar coeficientul de slăbire a rezistenței, datorită slăbirii inserțiilor în procesul de pregătire a îmbinării, K_3, să fie egal cu 1.

Deci, rezistența la rupere a benzilor de transport în locurile de îmbinare prin lipire la rece după modul propus de noi (fig. 3) este egală cu rezistența reală la rupere a benzilor propriu-zise.

Concluzii

Din cercetările experimentale asupra rezistenței benzilor de transport în locurile de îmbinare reies următoarele:

1. Rezistența de rupere a benzilor de transport propriu-zisă este mai mică decît rezistența de rupere teoretică cu un coeficient de slăbire a rezistenței datorită repartizării neuniforme a eforturilor de întindere între inserții, K_1, care depinde de numărul de inserții ale benzilor.

2. Rezistența de rupere a benzilor de transport în locurile de îmbinare prin vulcanizare (fig. 1) este mult mai mică decît rezistența de rupere teoretică a benzilor propriu-zise, cu un coeficient total de slăbire a rezistenței, K, care este funcție de numărul de inserții ale benzilor și reprezintă în cel mai bun caz (îmbinarea a benzilor cu șapte inserții) abia 58% din rezistența teoretică a benzilor.

3. Rezistența de rupere scăzută pe care o prezintă benzile de transport în locurile de îmbinare se datorește cel mai mult factorilor exprimați prin coeficienții de slăbire a rezistenței K_1, K_2 și K_4.

4. Prin îmbinarea capetelor benzilor de transport, prin lipirea la rece după modul arătat în figura 3 putem obține o rezistență la rupere a benzilor de transport în locurile de îmbinare cu cel puțin 32%, în cazul îmbinării benzilor cu patru inserții, și cel puțin 20%, în cazul îmbinării benzilor cu 11 inserții mai mare față de modul de îmbinare prin vulcanizare (fig. 1); adică putem obține ca rezistența reală la rupere a benzilor în locurile de îmbinare să fie egală cu rezistența reală la rupere a benzilor propriu-zise.

5. Prin aplicarea în practică a îmbinării capetelor benzilor de transport prin lipirea la rece după modul arătat în figura 3 s-ar putea reduce coeficientul de siguranță a benzilor în medie cu 25% fără ca coeficientul de siguranță real să scadă, adică ar permite folosirea completă a rezistenței de rupere a benzilor de transport.

DOCUMENTARE

Kamenov, I. K. şi Pironkov, S. K. **Cercetarea proprietăţilor de flotaţie a distenului condiţionate de deosebirile structurale ale acestuia** (Issledovanie flotaţionnîh svoistv distena, obuslovlennîh evo strukturnîmi osobenostiami). În : Ţvetnîe metallî, nr. 2, 1963, p. 80—82.

Se analizează comportarea distenului de granulaţie mai mare (—0,51—0,074 mm) în procesul de flotaţie, folosind ca colector acidul oleic. Se arată că în Sud-Bari (Canada) s-a obţinut la flotaţia materialului de granulaţie arătată mai sus o recuperare de 80%.

Din punctul de vedere al flotaţiei, distenul de granulaţie cu boabe mai mari are o comportare diferită în ceea ce priveşte forţa de aderare a bulelor de aer, la cele trei suprafeţe ale cristalului de disten (100 ; 010 : 001) în prezenţa acidului oleic.

Cea mai mare forţă de aderare se constată în planul 100 — suprafaţa de clivaj a distenului —, iar cea mai mică — pe suprafaţa 001.

Experienţele făcute au confirmat concluziile trase de M. A. Figheles, V. I. Klassen şi de S. A. Tihonov — relativ la observaţia că în cazul măririi concentraţiei soluţiei, forţa de aderare a bulelor de aer scade.

Nikolaev, S. I. şi Ilin, A. M. **Dezvoltarea metodelor de exploatare la minele Vîsokogorsk** (Razvitie sistem razrabotki na şahtah Vîsogorskovo rudoupravleniia). În : Gornîi jurnal nr. 4, 1963. p. 12—17, 6 fig.

Se descrie experimentarea unor metode de exploatare de productivitate mare şi rezultatele de la minele Vîsokogorsk, care exploatează zăcămîntul de fier de grosime de la 8 m pînă la 120 m cu înclinare de 45° şi peste.

La baza acestor metode au stat următoarele principii :

— obţinerea unor volume minime de lucrări de pregătiri pe 1 000 tone de rezerve ale blocului ;

— forarea găurilor de mină adînci ;

— puşcarea simultană a unor volume mari şi asigurarea productivităţii înalte la evacuarea minereului puşcat ;

— folosirea transportului cu screpere ;

— reducerea maximă a pilierilor blocurilor şi a camerelor de compensaţie.

Pentru introducerea acestei metode de exploatare a trebuit să se construiască o foreză specială în vederea forării sondelor adînci (VJR) şi o maşină vibratorie VDPU-I destinată pentru evacuarea minereului zdrobit.

Metoda experimentată este o metodă cu camere deschise, minereul fiind detaşat prin sonde verticale. Această metodă s-a folosit nu numai la minele din Vîsokogorsk, dar şi la exploatările din Ural, din anomalia Kursk şi din Siberia de vest.

Din practică s-au stabilit următoarele dimensiuni ale camerelor : lăţimea camerelor de compensaţie de 10—12,5 m ; pilieri între camere de 15—18 m, iar pilonii dintre blocuri de 20 m.

Exploatarea s-a făcut prin felii orizontale de la centru spre acoperiş şi culcuş în camere, amplasate în subetaje de circa 40 m.

Prin aplicarea acestei metode şi a variantelor ei s-au obţinut indici tehnici economici superiori (coborîrea anuală de la 13,7 la 24,0 m, creşterea productivităţii muncii pe mină de la 8,5 la 12 t/post, iar preţul de cost a scăzut cu 40%).

Litvin, A. Z. **Două decenii de activitate a trustului Şahtspeţstroi** (Dva desiatiletia rabotî tresta Şahtspeţstroi). În : Şahtnoe stroitelstvo, nr. 3, 1963, 3 fig., 2 tabele.

Se descrie activitatea trustului în decurs de 20 de ani arătîndu-se volumul lucrărilor executate şi tehnica nouă din ce în ce mai perfecţionată.

În tabela 1 se indică evoluţia lucrărilor din care se vede că trustul a săpat în 20 de ani 42 481 m de puţuri, folosind metodele de săpare după cum urmează :

17 268 m — prin metoda îngheţării ;
5 530 m — prin metoda forajului ;
8 379 m — prin metoda chesonării ;
11 178 m — prin metoda obişnuită.

Vitezele de săpare realizate în 1962 au fost următoarele :

34,2 m/lună cu metoda îngheţării ; 45,6 m/lună prin foraj şi 32 m/lună prin metoda obişnuită.

Se constată că metodele şi utilajele se perfecţionau mereu.

De exemplu, la metoda de săpare prin îngheţare, forarea sondelor de îngheţare a trecut de la troliile KAM-500 şi KAM-300 la trolii cu turboforaj UTZ-2 mărindu-se productivitatea de 4—5 ori. Pentru sonde adînci de la 400 la 700 m, se foloseşte troliul perfecţionat UMB-1.

Pentru controlul verticalităţii sondelor se foloseşte fotoinclinometrul VNIMI, aparat sigur, uşor manipulabil şi de o precizie înaltă.

Pentru susținerea puțurilor se folosesc betoane de mare densitate, impermeabile de la 20 atmosfere de presiune hidrostatică. Se introduc betoane coloidale, care se pot folosi la temperaturi joase ale rocilor și ale aerului înconjurător.

O deosebită importanță se atribuie metodei de săpare a puțurilor prin forare cu troliu UZTM-6,2 pentru diametrul de 5 m și pînă la o adîncime de circa 700 m, iar pentru puțurile de aerisire cu diametrul de 1,8 m deschidere liberă — folosirea troliului RTB.

Cu troliul UZTM-8,75 se pot fora puțuri pînă la 800—1 000 m adîncime, cu diametrul pînă la 7,5 m în roci cu f = 8.

Podeosov, L. G. **Intensificarea procesului de separare electrică a concentratelor de metale rare cu granulație fină** (Intensifikația protessa elektriceskoi separații tonkozernistîh redkometalnîh konțentratov). În : Țvetnîe metallî, nr. 1, 1963, p. 11—14.

Articolul conține indicații despre separatoarele de productivitate superioară fabricate în U.R.S.S. (EKS-1 250, EKS-3 000) și posibilitățile de perfecționare ale acestora în baza cercetărilor tehnico-științifice folosite în acest domeniu.

Se atrage atenția asupra importanței vitezei periferice de rotație a electrodului de decantare și a parametrilor instalației de redresare de tensiune înaltă. De exemplu alimentarea separatorului cu curent electric de la o instalație cvadrijenotronice BS-20-10 cu frecvența de 100 Hz a dat rezultate mult mai bune (viteza periferică a fost ridicată pînă la 3,5 m/s, iar productivitatea pînă la 2 000 kg/h, la o tensiune de numai 16—18 kV).

În concluzie se subliniază :

1. Procesul separării electrice, în cazul vitezelor periferice mărite ale electrodului de decantare, este deosebit de cel cu regim lent.

2. Mărirea vitezei periferice a electrodului de decantare asigură creșterea productivității electroseparatorului, îmbunătățește selectivitatea și coboară limita inferioară de separare a materialului.

3. Pentru realizarea separării optime este necesar respectarea condiției de mărire a densității curentului de coroană, precum și asigurarea unei încărcări electrice uniforme.

4. Pentru mărirea eficienței separării electrice sînt necesare : alegerea unei forme optime a tensiunii redresate, perfecționarea electrozilor și reglarea dorită a vitezelor de descărcare.

Zviaghin, P. Z. **Despre parametrii de deschidere în cazul aerisirii pe secții a minelor din Donbas** (O parametrah vskrîtia pri sekționnom provetrivanii șaht v Donbase). În : Ugol Ucrainî, nr. 2, 1963, p. 10—14.

Se tratează problema aerisirii raționale a minelor mari și adînci, cu emanații importante de metan.

După metodele obișnuite de aerisire sînt necesare foarte mari cantități de aer, iar respectarea limitei maxime de depresiune impune săparea lucrărilor de secțiuni mari.

Pentru a satisface aerisirea cerută în condiții optime se propune aerisirea pe secții. Tratînd această problemă pentru Donbas, se aplică metoda analitică de calcul al dimensiunilor secțiilor, folosind și principiile de concentrare minieră în vederea utilizării raționale a puțurilor centrale pentru extracția producției, iar puțurile de aerisire din secții pentru transportul personalului și al materialelor necesare.

Metoda propusă de aerisire pe secții permite ca în aceleași condiții geologice miniere să se exploateze simultan, și mai intensiv, obținîndu-se astfel producții anuale mai mari cu posibilități de creștere a productivității muncii și a reducerii prețului de cost.

Miheev-Donnîi, I. I. **Soluții noi de proiectarea clădirilor și a instalațiilor de la suprafață ale minelor noi și ale celor în reconstrucție** (Novîe proiektnîe reșenia zdanii i sovrujenii poverhnosti stroiaşcihsea i rekonstruiruemîh șaht). În : Ugol Ucrainî, nr. 2, 1963, p. 79, 4 fig.

Se analizează proiectele tip ale incintelor executate de Iujghiproșaht în comparație cu noile propuneri ale Institutului de cercetări științifice din Donețk relativ la perfecționarea clădirilor și instalațiilor de la minele de cărbuni.

Scopul proiectelor noi și realizările experimentale ale acestor (30 proiecte) a fost de a verifica calitățile de exploatare în condițiile de producție, avînd o reducere importantă a lucrărilor de construcție.

Se enumeră o serie de construcții de tip ușor : case pentru ventilatoarele aerisirii principale, clădiri pentru mașini de extracție, substații electrice miniere, complexe pentru depozite și reparații, complexe social-administrative, montaje combinate de conducte pentru apă, încălzit, cabluri electrice etc.

Prin noile proiecte se obțin economii de spații de circa 35—75% și reduceri de cheltuieli de la 20 la 50%.

Briscenko, L. P. și Sagalovici, O. I. **Influența componenței numerice a brigăzii de înaintare asupra ritmului de separare și productivității muncii** (Vlianie cislennovo sostava prohodeceskoi brigadî na tempî prohodki i proizvoditelinosti truda). În : Ugol Ukrainî, nr. 2, 1963, p. 14—16, 5 diagrame.

O dată cu introducerea și extinderea metodelor de exploatare cu stîlpi direcționali și abataje cu front lung sînt necesare și viteze mari de înaintare la lucrările de pregătire.

Pe baza analizei a 160 locuri de muncă de înaintare se ajunge la o corelație între ritmurile de înaintare și numărul de muncitori din brigada respectivă ; la fel se stabilește corelația între productivitatea muncii și numărul de muncitori.

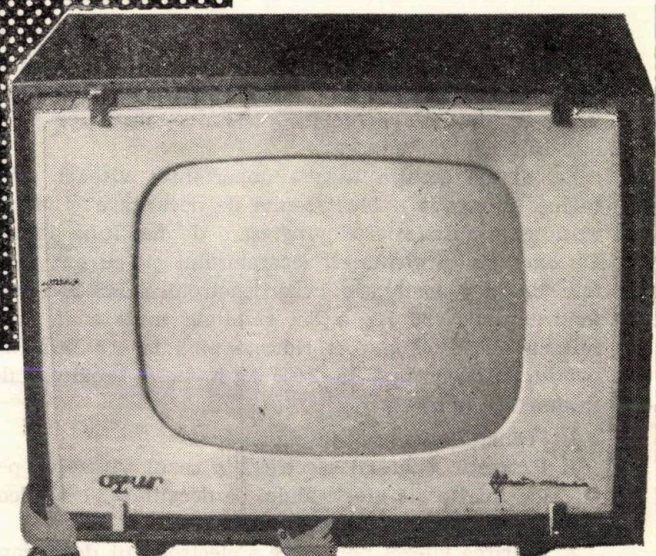
Locurile de muncă au fost înzestrate cu mașini de încărcat UP-3, aerisite cu ventilatoare Prohodka-500 și tuburi de aerisire cauciucate cu diametrul de 200—500 mm, iar extragerea sterilului (categoria a III-a și a IV-a) s-a făcut cu exploziv.

În felul acesta se pot obține înaintări pînă la 250 m/lună în condiții optime.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 383

„AZUR"

- **Un televizor realizat cu circuite imprimate.**
- **Linie elegantă; stabilitate remarcabilă în funcționare.**
- **Imagine de înaltă calitate.**
- **Comutator de canale cu 12 poziții**
- **Diagonala ecranului de 43 cm.**
- **16 tuburi electronice + 2 diode cu germaniu + 2 diode cu seleniu**
- **Tensiunile de alimentare: 120 V și 220 V.**



PRODUS DE UZINELE

Electronica

REVISTA MINELOR

ANUL XIV | Nr. 8 | AUGUST 1963

СОДЕРЖАНИЕ

Брэдяну, Н.: *Определение области применения, многоканатных и одноканатных подъёмных устяновок.* В статье рассматриваются параметры подъёма при которых рекомендуется использование многоканатных подъёмных установок. Приводятся преимущества этих установок в сравнении с одноканатными.

Урдя, И.: *Геологическая структура железорудных месторождений Телюк и Гелар.* Представлена основная характеристика геологической структуры месторождений Телюк и Гелар; высказывается ряд соображений о закономерности распространения минерализации железных руд метаморфического типа и их генезис.

Фодор, Д.: *Возможности применения радиоактивных изотопов в горной промышленности.* Рассматриваются характерные свойства радиоактивных изотопов. Описывается их применние в горной промышленности и его эффективность.

Шмидт, Х.: *Крепление подземных выработок при помощи железобетонных штанг по способу „Перфо".* Описывается спос об крепления штангами „Перфо" и преимущества представляемые по временным и постоянным креплением этого типа по сравнению собычным штанговым креплением. Рассматривается технология анкерного крепления „Перфо", определение размеров штанг и их сопротивление. Рассматриваются также возможности применения этой системы анкерного крепления в горных выработках различного типа.

Мурешан, Е., Битир, П., Попеску Ал. и Стойческу М.: *Борьба с образованием угольной пыли на шахтах Петрила и Анина путём нагнетания воды в пласт.* Рассматривается вопрос борьбы с угольной пылью, образующейся при работах в очистных забоях угольных шахт, посредством нагнетания в пласт воды под давлением.

Давид, В. и Никита Ирина: *Применение эмиссионного спектрального анализа при геохимических поисково-разведочных работах.* Рассматривается вопрос замены геохимического метода анализа с дитизоном, спектрально-геохимическим полукачественным методом при анализах свинца, меди и цинка, применяемых в геохимических разведках. Выявляются преммущества указанного метода.

Сэнжорзян, В.: *Исследование временного сопротивления конвейерных лент на разрыв и возможности его увеличения.* Рассматривается вопрос экспериментального определения сопротивления конвейерных лент на разрыв в местах их соединения и даются рекомендации для увеличения этого сопротивления.

ДОКУМЕНТАЦИЯ.

INHALT

Brădeanu, N.: *Die Ermittlung des Anwendungsgebietes der Ein-und Mehrseilfördermaschinen.* Im Aufsatz werden die Kennzahlen bei welchen die Anwendung der Mehrseilfördermaschinen zu empfehlen ist, angegeben. Es werden die Vorteile dieser Maschinen gegenüber der Einseilfördermaschinen geschildert.

Urdea, I.: *Die geologische Struktur der Eisenlagerstätten Teliuc un Ghelar.* Es sind die Hauptcharakteristik der geologischen Struktur der Eisenlagerstätten Teliuc und Ghelar dargestellt. Gleichzeitig wird eine Reihe von Schätzungen über die Gesetzen der Verbreitung der Eisenvererzungen der metamorphisierten Sedimentatype, sowie deren Entstehung, gemacht.

Fodor, D.: *Die Anwendungsmöglichkeiten der radioaktiven Isotopen in der Bergbauindustrie.* Im Aufsatz eine kurze Darstellung der wichtigsten Eigenschaften der radioaktiven Isotopen gemacht, und gleichzeitig sind die für wisenschafthliceh Forschungen und praktische Anwendung in der Bergbauindustrie entsprechende Radioisotopen angegeben.
Weiter werden die Haupteigenschaften der Atomkernstrahlungen und deren mögliches Anwendungsgebiet beschrieben. Zum Schluss werden die neuesten und erfolgreichsten praktischen Anwendungen der radioaktiven Isotopen in der rumänischen und ausländischen Berbauindustrie beschrieben.

Schmidt, H.: *Ausbau der unterierdischen Bauten mit Eisenbetonanker nach der „Perfo"-Methode.* Es werden das Prinzip der Verankerung mit „Perfo"-Anker, die Vorteile im provisorischen und endgültigen Ausbau dieser Ankertype gegenüber der Stahlanker, gezeigt. Es wird die Technologie der Verankerung mit langen und kurzen „Perfo"-Anker. Ihre Beimessung und Widerstand beschrieben. Gleichzeitig ist die Anwendungsmöglichkeit dieses Verankerungssystems in Bergbaurbeiten sowie in anderen unterierdischen Arbeiten aus Rumänien dargestellt.

Mureşan, E., Bitir, P., Popescu, Al. und Stoicescu, M.: *Die Bekämpfung der Kohlenstaubbildung mittels Wassereinspritzen in den Kohlenflözen von Petrila (Jiu-Tal) und Anina.* Der Aufsatz behandelt das Problem der Kohlenstaubbekämpfung, der sich bei Durchführung der Abbauarbeiten und Transport in den Kohlenflözen bildet, mittels unter Druck im Flöz eingespritztes Wasser.

NOTEN

David, B. und Nichita Irina: *Die Anwendung der Emissionspektralanalyse in der geochemischen Prospektionen.* Die Arbeit behandelt das Problem der Anwendung der halbkantitative spektrogeochemische Methode an Stelle der geochemischer Methode mit Dithizone für Blei -, Kupfer und Zinkanalysen bei der geochemischen Prospektionen. Aus der Arbeit erübrigt sich die Vorteile der spektrochemischer Methode zur Verbesserung der Qualität der Prospektionsarbeiten, sowie aus den Standpunkt der wirtschaftlichen Kennzahlen.

Singeorzan, V.: *Die Bruchwiderstandsunetrsuchung der Transportbänderverbindungen und deren Vergrösserungsmöglichkeit.* Es wird das Problem der experimentellen Widerstandsermittlung der Transportbänder an den Verbindungsstellen behandelt und es werden Empfehlungen für die Widerstandvergrösserung gegeben.

DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Brădeanu, N.: *La détermination du domaine d'utilisation des machines d'extraction mono- et multicâbles.* L'article indique les paramètres d'extraction délimitant le domaine pour lequel l'utilisation des machines d'extraction multicâbles devient recomandable. On montre les avantages présentés par ces machines en comparaison aux machines monocâbles.

Urdea, I.: *La structure géologique des gisements de fer de Teliuc et de Ghelar.* On présente les principaux caractères de la structure géologique des gisements de Teliuc et de Ghelar. En même temps on fait une série d'appréciations concernant les lois de diffusion des minéralisations de fer du type sédimentaire-métamorphosé, ainsi que leur genèse.

Fodor, D.: *Les possibilités d'application des isotopes radio-actifs dans l'industrie minière.* Dans l'article on fait une brève présentation des plus importantes propriétés des isotopes radio-actifs, en indiquant un tableau avec les radio-isotopes les plus adéquats pour les recherches scientifiques et les applications pratiques, spécifiques pour l'industrie minière. Ensuite on indique les principales propriétés des radiations nucléaires et leur domaine possible d'utilisation. On passe après à la description des plus récentes et efficaces applications des isotopes radio-actifs, réalisées dans l'industrie minière de notre pays et à l'étranger.

Schmidt, H.: *Le soutènement des constructions souterraines par des boulons de béton armé, après la méthode „Perfo".* On expose le principe du boulonage par les boulons „Perfo", les avantages présentés dans les soutènements provisoires et définitifs par ce type de boulon comparé aux boulons d'acier. On décrit aussi la technologie du boulonage à boulons longs et courts „Perfo", la détermination de leurs dimensions et leur résistance. La possibilité d'application de ce système de boulonage dans les travaux miniers et d'autres travaux souterrains de notre pays, est egalement présentée.

Mureşan, E., Bitir, P., Popescu, Al. et Stoicescu, M.: *Le combat de la formation de la poussière de charbon, par l'injection d'eau dans la couche, dans les mines de Petrila (Vallée de Jiu) et d'Anina.* L'article traite le problème du combat de la poussière de charbon, qui se forme dans les couches carbonifères pendant les travaux d'abatage et de transport, par moyen d'injecter de l'eau sous pression directement dans la couche.

NOTES

David, B. et Nichita, I.: *L'application de l'analyse spectrale d'émission dans les prospections géochimiques.* L'article traite le problème de la substitution de la méthode géochimique à dithyzone par la méthode spectro-géochimique demi-quantitative, dans les analyses de plomb, de cuivre et de zinc, utilisées dans les prospections géochimiques. De l'étude présentée résultent les avantages de la méthode spectro-géochimique autant pour l'amélioration qualitative des travaux de prospection, que pour les indices économiques.

Sîngeorzan, V.: *Recherche sur la résistance de rupture des jonctions des bandes de transport et la possibilité de son amélioration.* On discute le problème de la détermination expérimentale de la résistance des bandes de transport dans les lieux de jonction et on donne des recommandations pour augmenter cette résistance.

DOCUMENTATION

CONTENTS

Brădeanu, N.: *The definition of the employment field of single-* and multiroped hoisting engines. In the article the hoisting parameters, delimiting the indicated employment field of multiroped hoisting engines, are set forth. Their advantages compared with singleroped hoisting engines are equally described.

Urdea, I.: *The geological structure of the iron ore deposits of Teliuc an Ghelar.* The principal characteristics of the geological structure of the deposits of Teliuc and Ghelar are outlined. Appreciations are made concerning the laws of distribution of iron mineralization of the sedimentary-metamorphosed type, as well as their genesis

Fodor, D.: *The possibilities of application of radioactive isotopes in the mining industry.* In the article a short outline is made concerning the most important properties of radio-active isotopes and it contains a table of the most adequate radio-isotopes for scientific research and practical application specific for the mining industry. Further, the principal properties of nuclear radiations are shown. The article passes on to the description of the latest and most efficient applications of radio-active isotopes in the mining industry of our own as well as of foreign countries.

Schmidt, H.: *Timbering of underground constructions by means of steel concrete rock bolts, after the „Perfo" method.* The bolting principle with „Perfo" rock bolts is set forth, as well as the advantages presented by that type of bolts, in temporary and definitive timbering, in comparison with steel rock bolts. The bolting technology with long and short „Perfo" bolts is described, as well as their measurement and resistance. The possibility of application of this bolting system in the mining and other underground works of our country, is also out lined.

Mureşan, E., Bitir, P., Popescu, Al. and Stoicescu, M.: *The combat against coal dust formation by water injection in the layer, applied in the mines of Petrila (Jiu Valley) and Anina.* The article treats the problem of combating the coal dust generated during the hewing and transport of coal layers, by means of injecting water under pressure directly in the layer.

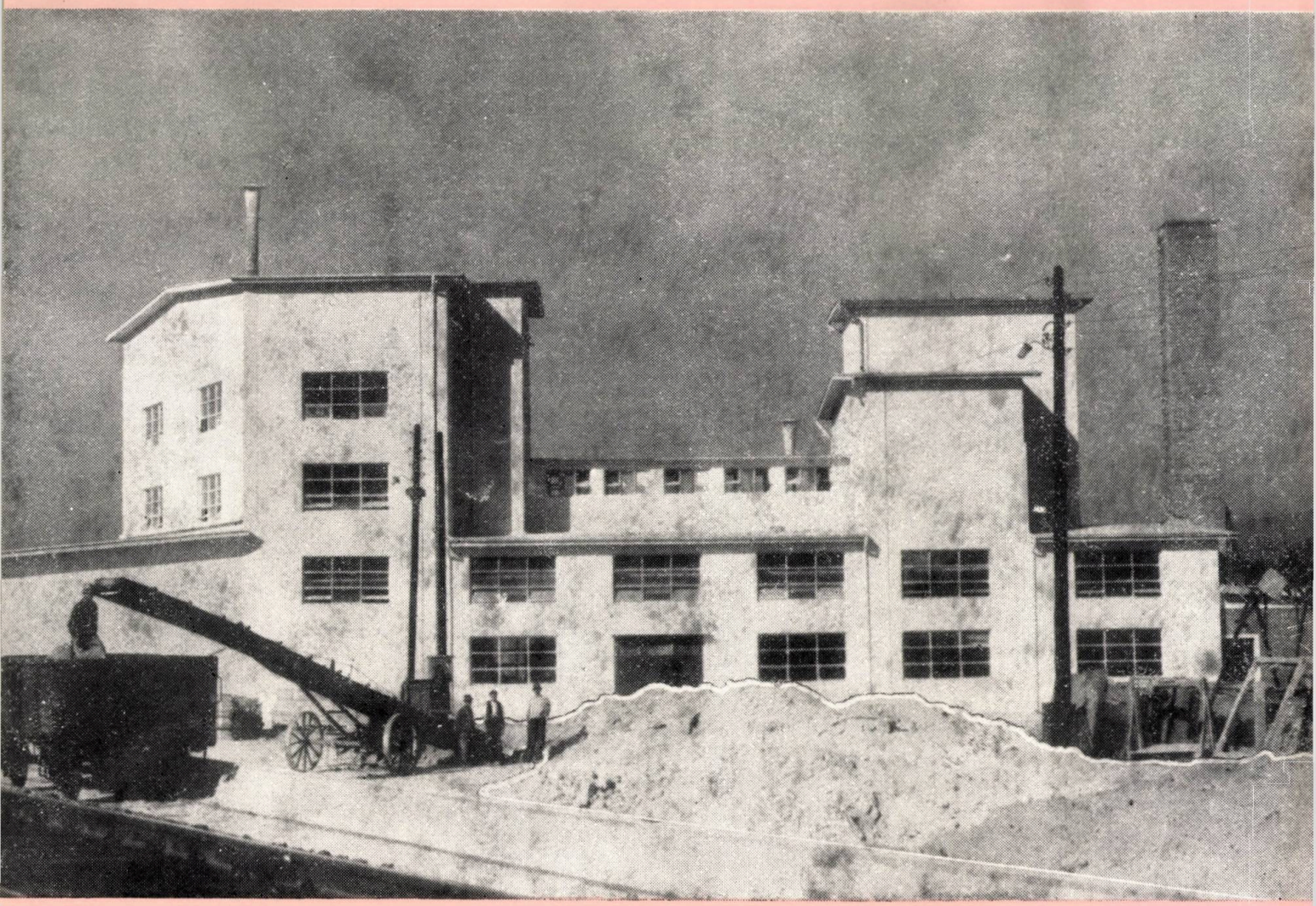
NOTES

David, B. and Nichita, I.: *The application of the spectral analysis of emission in geochemical prospecting.* The article treats the problem of the substitution of the geochemical method with dithyzone by the spectro-geochemical half-quantitative method in the effectuation of lead, copper and zinc analysis, utilized in geochemical prospecting. The advantages of the spectro-geochemical method result from the presented study, so in the direction of the improvement of the quality of prospecting work, as well as from the point of view of the economical indexes.

Sîngeorzan, V.: *Research of the rupture strength of conveying belt joints and the possibility of its increase* The problem of the experimental determination of the strength of conveying belts in the place of their joints is discussed and reccomendations are made for the increase of that strenght

DOCUMENTATION

TRUSTUL MINIER CLUJ



Noua instalaţie pentru prepararea feldspatului, aparţinătoare TRUSTULUI MINIER CLUJ, produce sortimente măcinate clasate utilizate cu succes în industria electroceramică şi a porţelanurilor fine.

Întreprinderea Poligrafică „Informația" str. Brezoianu 23—25 — București, c. 2729

43,413

Lei 5

E 1433

VOLUMUL XIV NUMĂRUL 9 PAGINA 381 — 428

REVISTA MINELOR

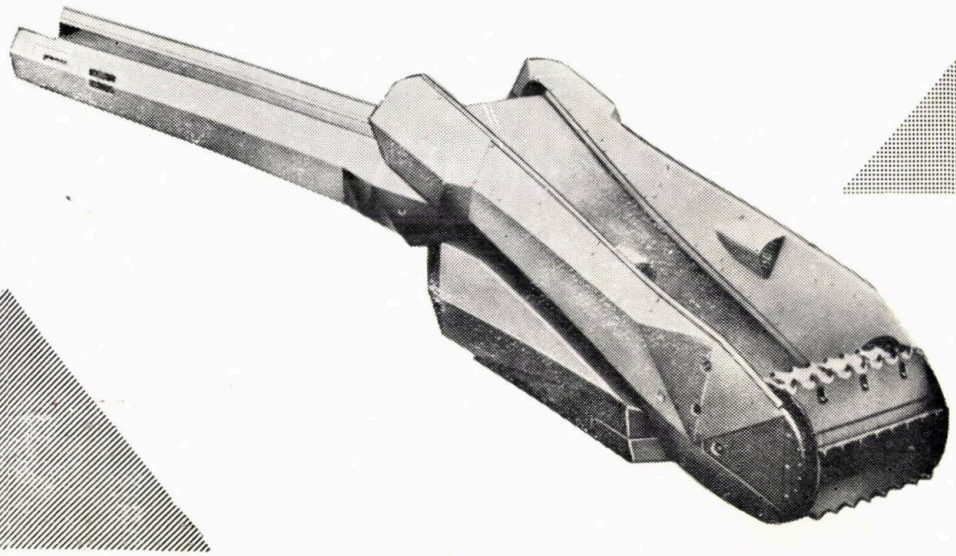
9

BUCUREŞTI SEPTEMBRIE 1963

Mașină de încărcat tip ASR III

UNIVERSAL

Construcție normală și antigrizutoasă.
Funcționează la orice tensiune electrică.
Poate fi folosită la încărcarea cărbunelui, a sterilului, a diverselor minereuri, a pietrei, a pietrișului cu granulație 0–400 mm, în funcție de greutatea specifică
Debit: 70–80 t/h



Firma exportatoare: **NIKEX**, Intreprindere Ungară de Comerţ Exterior pentru produsele industriei grele, Budapest 4, căsuţa poştală nr. 103

E 1433

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

Anul XIV **Nr. 9** **Septembrie 1963**

REDACŢIA: BUC., Str. SF. ION NOU 33, Tel.: 21.26.03

CUPRINS

Pagina

RIPAN, R., PASCU N. şi TODORUŢ, I.: **Determinarea vitezelor de circulaţie pe faze la cianurarea minereului aurifer cu ajutorul aurului radioactiv 198** . . . . 381—383

PETRESCU CREŢU, I. şi ALEXANDRU, I.: **Susţinerea ancorată a galeriilor de la hidrocentrala „16 Februarie"-Argeş** . . . . . 384—389

SĂVULESCU, S.: **Încercări de susţinere cu ancore în lignit** . . . 390—392

SOCOLESCU, M., BONEA, L. şi HAIDUC, P.: **Contribuţii la cunoaşterea mineralizaţiei cuprifere de la Pîrîul lui Avram (Munţii Apuseni)** . . . . . 393—402

DUMITRESCU DOINA şi PASCALIDE, GH.: **Măsurători de unghiuri de contact executate pentru determinarea eficacităţii unor colectori** . . . . . 403—410

FOCŞA, I., TAT, S. şi FUIOREA, D.: **Cercetări întreprinse pentru stabilirea reţetei de fabricaţie a explozivilor termorezistenţi şi rezultatele obţinute în experimentarea acestora în minele cu temperaturi ridicate** . . . . . 410—412

AMĂRĂSCU RITA şi DIMA, V.: **Despre practica injectărilor cu bentonite în construcţii miniere. Impermeabilizarea executată la Tazlău** . . . . . 412—419

DIN ACTIVITATEA ŞTIINŢIFICĂ

RECENZII

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU — membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. — Laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH. și candidat în științe ing. VLAD P.

ORSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883

Determinarea vitezelor de circulaţie pe faze la cianuraţia minereului aurifer cu ajutorul aurului radioactiv 198

Acad. R. Ripan, N. Pascu şi I. Todoruţ

Utilizarea radioizotopilor în industrie [1,2], pentru determinarea diferiţilor parametri de funcţionare a instalaţiilor industriale, constituie cea mai precisă şi mai rapidă metodă de cercetare. Uneori aceşti parametri nu se pot determina prin alte metode.

La o uzină de cianuraţie din ţară s-a determinat, cu ajutorul aurului radioactiv 198, vitezele de circulaţie a tulburelii de minereu aurifer prin instalaţii, din care se pot trage unele concluzii referitoare la timpul de cianuraţie, randamentul procesului de circulaţie şi regimul de funcţionare a instalaţiilor.

Partea experimentală

Marcarea fluxului tehnologic în uzina de cianuraţie s-a efectuat prin introducerea probei marcate de aur radioactiv 198 în agitatorul I. Viteza de circulaţie a tulburelii de minereu s-a urmărit prin agitatoarele I—VI. îngroşătoarele 2—4 şi steril final. Timpul în care s-a introdus proba marcată în fluxul tehnologic s-a considerat a fi timpul zero.

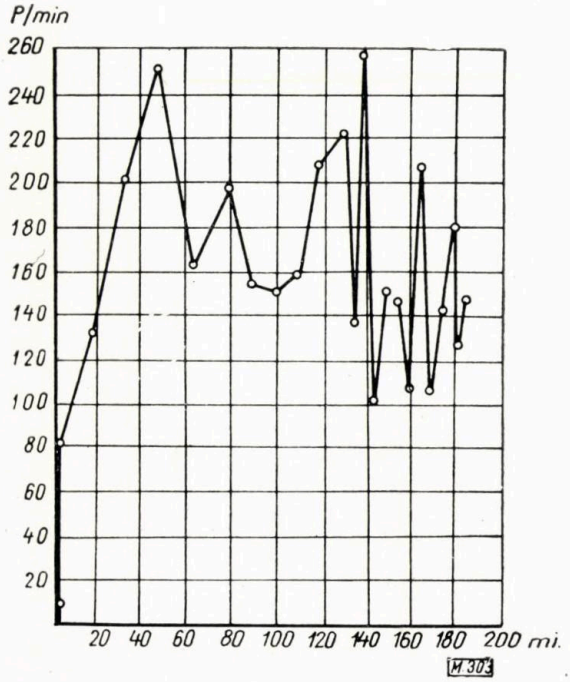


Fig. 1. Ieşire agitator I, intrare agitator II.

Viteza de circulaţie a materialului în timp s-a determinat direct cu ajutorul aparatelor radiometrice montate în punctele de trecere de la o instalaţie la cealaltă şi concomitent prin recoltare de probe din aceste puncte, la diferite intervale de timp. Iniţial s-au recoltat probe la intervale de timp mai mici, apoi la intervale de timp mai mari.

La ieşirea din agitatorul I, intrarea în agitatorul II, s-au recoltat probe pînă în minutul 182, mărind progresiv timpul de recoltare la celelalte agitatoare. La ieşirea din agitatorul VI, intrarea în îngroşătorul II, s-au recoltat probe pînă în minutul 502, cînd activitatea a scăzut aproape de fond, marcînd trecerea materialului prin agitatoare.

La îngroşătoare s-au mărit mult intervalele de timp pentru recoltarea probelor, ajungînd la ieşirea din îngroşătorul 4 (steril final) să se recolteze probe pînă la ora 31, din momentul marcării fluxului tehnologic, cînd activitatea a scăzut la fond. Timpul de 31 ore a marcat trecerea materialului prin uzina de cianuraţie.

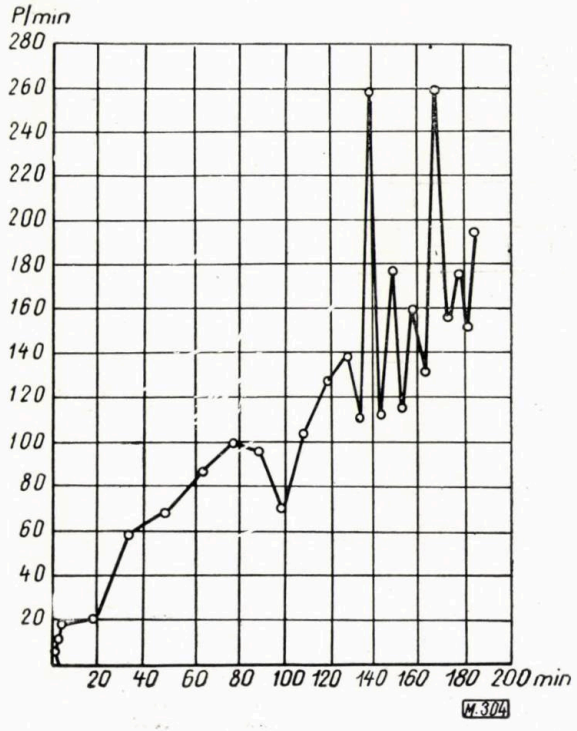


Fig. 2. Ieşire agitator II, intrare agitator III.

Interpretarea rezultatelor

Analizînd viteza de trecere în timp, respectiv timpul de retenţie în agitatoare I—VI unde are loc efectiv procesul de cianuraţie, se observă că minereul marcat stă în agitatoare 8 ore şi 22 mi-

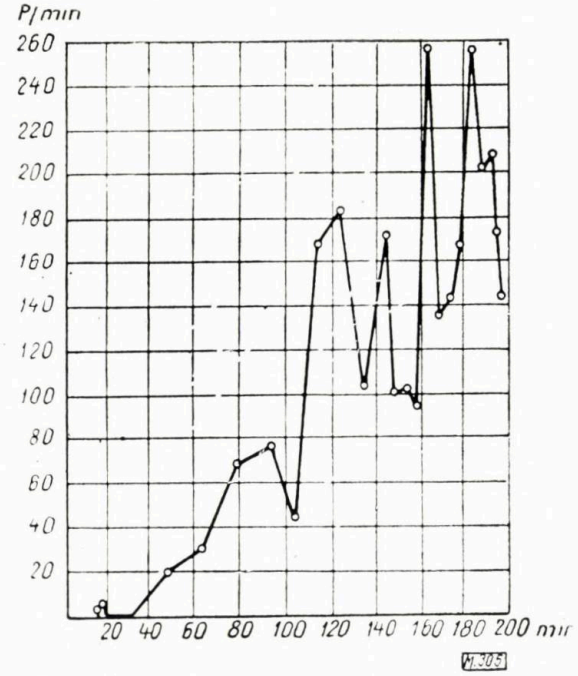


Fig. 3. Ieşire agitator III, intrare agitator IV.

nute. Timpul mediu de staţionare pe agitator este de 1 oră, 23 minunte şi 40 secunde.

În agitatoare o parte din minereul marcat circulă cu foarte mare viteză, probabil datorită fineţei înaintate sau funcţionării defectuoase a instalaţiilor. Astfel, frontul radioactiv al tulburelii de minereu, care are viteza cea mai mare, parcurge distanţa agitator I-ieşire agitator VI, în 1 oră şi 45 minute.

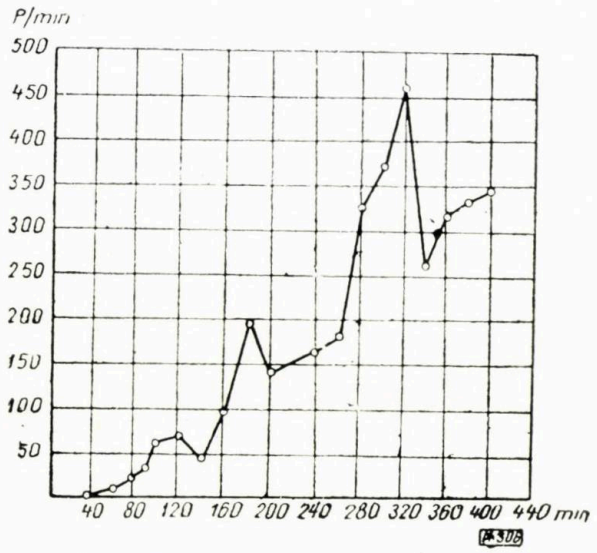


Fig. 4. Ieşire agitator IV, intrare agitator V.

De la această viteză maximă, de 1 oră şi 45 minute şi pînă la viteza de 8 ore şi 22 minute, avem o gamă întreagă de viteze ale tulburelii de minereu marcat, care străbat agitatoarele în timp din ce în ce mai mare. În agitatoare, unde are loc procesul de cianuraţie, timpii de retenţie a minereului sînt diferiţi şi cianurarea are loc cantitativ numai dacă

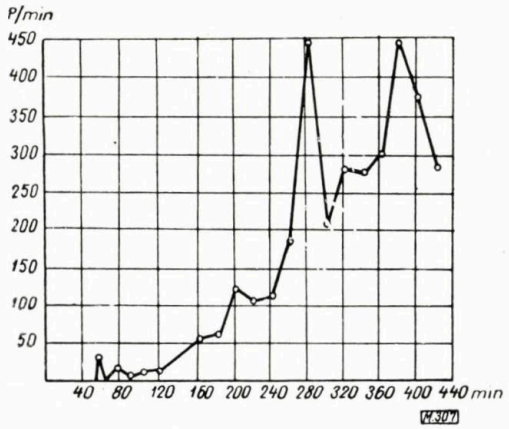


Fig. 5. Ieşire agitator V, intrare agitator VI.

viteza reacţiei de cianurare este mai mare decît viteza maximă a minereului.

Studiul vitezei de circulaţie a minereului aurifer şi al vitezei reacţiei de cianuraţie, în condiţiile uzinei, precum şi al celorlalţi factori de mediu însoţitori, sînt hotărîtori în mărirea economicităţii şi randamentului de extracţie în metal.

Viteza maximă a minereului marcat în îngroşătoare este de 10 ore şi 30 minute. Viteza minimă a

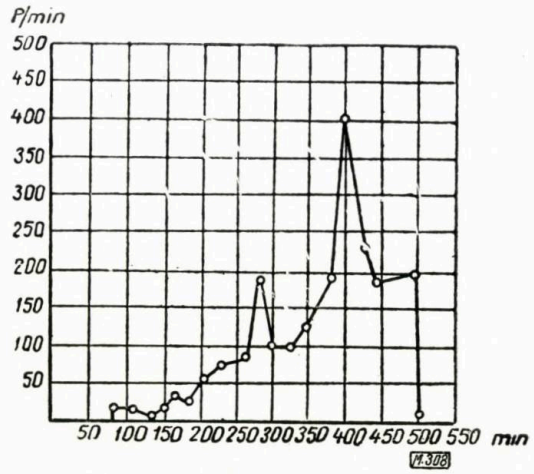


Fig. 6. Ieşire agitator VI, intrare îngroşător 2.

minereului marcat în îngroşătoare este de 31 ore. Timpul mediu de retenţie a minereului marcat în îngroşătoare este de 20 ore şi 30 minute. Timpul mediu de retenţie pe îngrăşător este de 6 ore şi 50 minute.

Gamele de viteze diferite ale minereului aurifer aflate în agitatoare se găsesc în consecinţă şi la îngroşătoare.

În îngroşătoare mecanismul reacţiei de cianuraţie decurge foarte lent, activităţile mici găsite se datoresc diluţiei mari a minereului marcat. Procesul de cianuraţie nu este complet datorită activităţilor mici semnalate în steril final. Urme de radioactivitate semnalînd apariţia frontului de tulbureală marcată

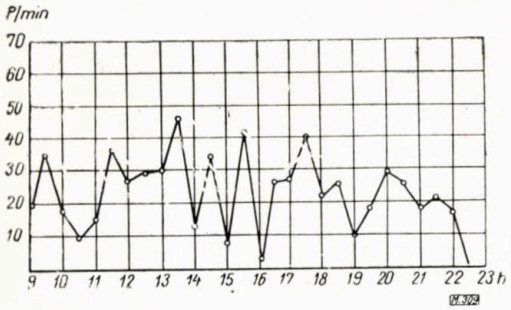


Fig. 7. Ieşire îngroşător 3, intrare îngroşător 4.

au avut loc în minutul 0 şi 50 secunde, la ieşirea din agitatorul I. Activitatea creşte începînd din minutul 3 şi prezintă un maxim ridicat în minutul 48. După aceea, activitatea scade şi creşte, prezentînd

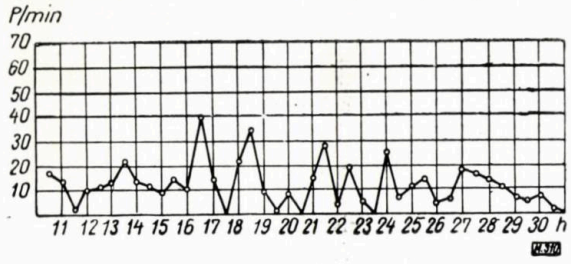


Fig. 8. Ieşire îngroşător 4, pompa triplex nr. 4 (steril final).

maxime şi minime, indicînd neomogenitatea tulburelii din agitator.

Frontul radioactiv al tulburelii prezintă o foarte slabă activitate în minutul 2 şi 25 secunde, apoi creşte progresiv din minutul 4 prezentînd o serie de maxime şi minime. Maxime de vîrf sînt semnalate în minutele 139 şi 169. În acest agitator se observă o omogenizare mai avansată a tulburelii.

Slabe urme radioactive apar în minutele 16 şi 17. Maxime în minutele 123, 143, 163, 183.

Apariţia frontului radioactiv al tulburelii, în minutele 34 şi 35; creşte începînd din minutul 51 şi prezintă maxime în minutele 181 şi 321.

Frontul radioactiv al minereului marcat apare în minutul 57 şi 58 şi creşte începînd din minutul 74. Maximele de trecere a cantităţii de material marcat au fost semnalate în minutele 284 şi 384.

Frontul radioactiv apare în minutele 85 şi 86. Maximele de trecere în minutele 282, 402 şi 482, după care scade în minutul 502 la fond, marcînd trecerea minereului marcat prin agitatoarele I—VI.

Maximele şi minimele prezentate de grafic din figura 7 indică neomogenitatea minereului marcat datorită diluţiei mari cu minereul aflat în fluxul tehnologic continuu. Activitatea minereului marcat a scăzut mult datorită pe de o parte diluţiei, iar pe de altă parte, procesului de cianuraţie care a avut loc pe parcurs.

În figura 8 se observă aceeaşi neomogenitate datorită diluţiei şi apoi activităţii care a scăzut mult în urma procesului de cianuraţie. Totuşi se observă cantităţi mici de aur care nu au cianurat şi au trecut în steril final.

Concluzii

S-a determinat viteza de circulaţie a tulburelii de minereu de aur marcat cu aur radioactiv 198, într-o uzină de cianuraţie din ţară.

Timpul de retenţie în agitatoare a minereului marcat este de 8 ore şi 22 minute, iar în îngroşătoare este de 20 ore şi 30 minute.

Mecanismul reacţiei de cianuraţie în această uzină depinde de natura minereului, de timpul de retenţie în instalaţii şi de factorii de mediu însoţitori în condiţiile uzinei.

În condiţiile de lucru procesul de cianuraţie al aurului nu a fost complet, datorită activităţii slabe semnalate în steril final.

Bibliografie

[1] Bunuş, Fl., Ioanid, G. şi Popescu, M. *Revista de chimie*, Bucureşti, *11*, 1960, p. 283—287.

[2] Ioanid, G. şi Novac, V. *Revista de chimie*, Bucureşti, *11*, 1960, p. 255—260.

Susţinerea ancorată a galeriilor de la hidrocentrala „16 Februarie"—Argeş

Ing. I. Petrescu Creţu şi ing I. Alexandru

Galeriile care fac parte din complexul de lucrări de la hidrocentrala „16 Februarie" Argeş se sapă în roci cu caracteristici structurale foarte variate. Astfel, de la conglomerate se trece la marne compacte şi uscate, apoi la gnaisuri, şisturi şi alte roci obişnuite pentru cristalinul din R.P.R.

Majoritatea galeriilor care se sapă au profile diferite avînd secţiuni normale de 5—7 m². În afară de acestea se mai execută galerii cu profile mari de 30—40 m², secţiune.

Susţinerea definitivă a acestor galerii cu profil mare, care constituie „galeria de fugă", se face în beton.

În scopul obţinerii unor viteze mari de înaintare, s-a introdus în subteran un agregat complex de betonare, care este astfel construit încît are posibilitatea să gliseze acţionat hidraulic în lungul galeriei. Pentru ca operaţia de glisare să se desfăşoare în condiţii bune este necesar ca întreaga secţiune a galeriei (tunelului) să fie liberă.

Pentru rezolvarea acestei probleme s-a ajuns la concluzia că singura metodă de susţinere provizorie corespunzătoare din punct de vedere tehnico-economic este susţinerea ancorată.

Desfăşurarea lucrărilor de ancorare

Galeriile se sapă în marne compacte şi uscate, la un profil circular, cu un diametru de 6,2 m. Întregul profil, de circa 30 m², se excavează în două trepte cu ajutorul explozivilor. Prima treaptă începe de la cheia bolţii în jos pe circa 2,5 m, iar următoarea de la vatra precedentei pînă la vatra galeriei. Se mai utilizează, de asemenea, şi metoda săpării pe întregul profil. În acest scop s-a confecţionat o platformă metalică, care înaintează în urma frontului, pe şine de cale ferată, plasate în apropierea pereţilor galeriei. Platforma este prevăzută cu poduri de lemn, pe care stau muncitorii, care perforează găurile de mină pentru încărcarea explozivilor şi cele pentru fixarea ancorelor.

Susţinerea golului excavat se face cu ancore simple, cu şliţ şi pană, avînd o lungime de 2 m. Ancorele sînt confecţionate din OL 38 cu diametrul de 25 mm. Ancorele se montează pe întreaga boltă în număr de nouă bucăţi pe un rînd. Distanţa între ancorele din acelaşi rînd este de circa 0,80 m, iar distanţa între două rînduri succesive de ancore de circa 1,0 m (fig. 1).

Pentru evitarea desprinderii de copturi din tavan se foloseşte plasă de sîrmă cu ochiuri de 30 mm şi grosimea firului de 2,5 mm. În vederea consolidării tavanului, şi totodată pentru sprijinirea plasei de sîrmă, se folosesc jumătăţi de lemn rotund cu diametrul de circa 200 mm. Aceste jumătăţi se găuresc la capete şi se introduc pe ancore urmate de o plăcuţă metalică avînd dimensiunile de 150 mm × × 200 mm × 8 mm. Totul se strînge cu o piuliţă. Suplimentar, peste acest sistem de susţinere se mai folosesc şi armături de lemn, montate în formă de cadre poligonale. Montarea cadrelor de lemn se face în cîmpuri de 1—1,5 m. Diametrul lemnului de brad folosit este în medie de 200 mm.

Pentru modificarea acestei monografii, care foloseşte un consum de lemn de circa 0,45 m³/m şi care nu este cea mai corespunzătoare, s-a executat o serie de experimentări pentru determinarea celei mai avantajoase susţineri ancorate.

Una din condiţiile de reuşită a susţinerii ancorate, o constituie determinarea, înainte de realizarea susţinerii, a caracteristicilor fizico-mecanice ale rocilor respective. Astfel, trebuie determinate: structura exactă a rocilor din tavanul galeriei, direcţia şi frecvenţa feţelor de clivaj sau a fisurilor principale, caracteristicile mecanice de rezistenţă la compresiune, încovoiere, forfecare, întindere; de asemenea, coeficienţii de frecare dintre straturi şi greutatea specifică.

Ţinînd seamă de necesitatea de a asigura securitatea lucrărilor miniere care se ancorează şi de faptul că un control asupra stării susţinerii ancorate se face greu, lucrările prealabile de teren şi de laborator trebuie executate conştiincios şi la un nivel calitativ ridicat.

Pentru determinarea acestor caracteristici s-au efectuat observaţii şi sondaje pe teren la locurile de muncă, care urmează a fi ancorate şi, totodată, s-au executat încercări de rezistenţă, în laborator pe epruvete confecţionate din probele aduse de la şantier.

Pe baza acestor lucrări s-a văzut că în zona respectivă, galeria se sapă în marne compacte, uscate şi lipsite de fisuri, cu înclinări mici, aproape orizontale şi care se desprind în plăci, perpendicular pe direcţia galeriei.

Rezultatele încercărilor fizico-mecanice au arătat următoarele rezistenţe de rupere:

— la întindere	21 kg/cm²;
— la încovoiere	22 kg/cm²;
— la forfecare	16 kg/cm²;
— la compresiune	75 kg/cm².

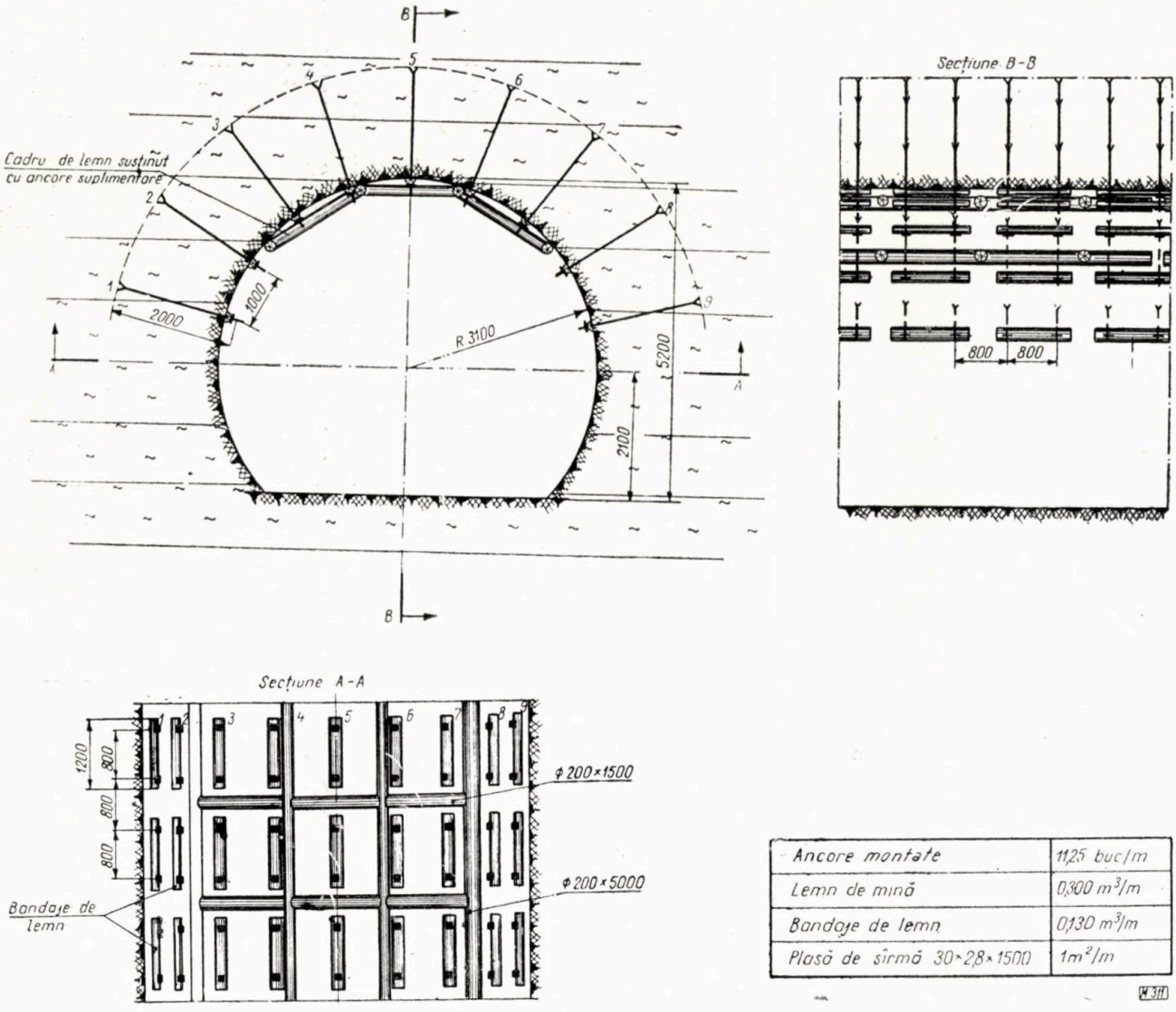


Fig. 1. Monografia de armare înlocuită.

Greutatea specifică a rocii a fost de 2,55 t/m³. Ţinînd seamă de aceste considerente s-a trecut la dimensionarea susţinerii cu ancore.

Determinarea parametrilor principali (lungimea ancorelor şi densitatea de montare) se poate face pe cale matematică folosind o serie de formule, la baza cărora stau ipotezele de presiune a rocilor din jurul excavaţiei şi anume : ipoteza bolţii şi ipoteza grinzii în consolă.

Principiile fundamentale ale teoriei bolţii, care este mai convingătoare, pot fi formulate astfel : după săparea unei galerii cu o secţiune oarecare, tensiunile iniţiale de compresiune din tavanul şi vatra galeriei scad la 0, ca să se transforme apoi în tensiuni de întindere. Din cercetările de laborator, s-a constatat că rezistenţa limită a rocilor la întindere este de cîteva ori mai mică decît rezistenţa lor la compresiune. Din această cauză, datorită depăşirii rezistenţei la rupere, rocile crapă, iar în tavan şi în vatră apar zone de întindere. În această situaţie, secţiunea galeriei va tinde să ia o formă cît mai apropiată de aceea de echilibru. O parte din această curbă, situată deasupra galeriei, este definită ca boltă de descărcare. Rocile cuprinse în interiorul acestei bolţi au tendinţa de a se desprinde de restul masivului, şi de a cădea în interiorul galeriei, datorită greutăţii proprii.

a. *Lungimea ancorelor*

Admiţînd că tensiunea maximă de întindere din tavan este egală cu rezistenţa la rupere a rocilor, se poate determina, pe baza teoriei elasticităţii, raportul semiaxelor elipsei care delimitează bolta de presiune :

$$n = \frac{a}{b} = \frac{1}{2}\left[(m-2) + (m-1)\frac{K_v}{P_z}\right],$$

în care :

a reprezintă lungimea semiaxei verticale a elipsei ;

b — lungimea semiaxei orizontale a elipsei ;

m — coeficientul lui Poisson (se admite în cazul respectiv $m = 5$) ;
K_y — rezistența la rupere a rocii din boltă ;
P_z — presiunea verticală pe galerie.

$$P_z = -\gamma \cdot h,$$

în care :

γ este greutatea specifică a rocilor ;
h — adîncimea la care se găsește galeria.

În cazul respectiv :

$P_z = -0{,}00255 \times 22\,000 = -55$ kgf/cm².

Folosind această formulă, pentru cazul galeriei în zona amintită rezultă :

$$n = \frac{1}{2}\left[(5-2) + (5-1)\frac{22}{-55}\right] = \frac{1}{2}\left(3 + 4 \cdot \frac{22}{-55}\right) = 0{,}70$$

interpretînd acest rezultat se constată că pentru $n > 0$: tensiunile de întindere depășesc rezistența de rupere a rocii și pentru protejarea galeriei împotriva căderii bucăților de rocă este necesară folosirea unei susțineri.

În cazul cînd :

$n > 1$ — elipsa este alungită în direcția verticală;
$n = 1$ — zona de întindere ia forma unui cerc ;
$n = 0$ — tensiunile de întindere nu depășesc rezistența de rupere a rocii, ceea ce înseamnă că din punct de vedere teoretic, într-o astfel de galerie susținerea nu este necesară.

Ținînd seamă de ecuația elipsei, aplicată pentru punctul de coordonate $\left(\frac{l}{2} ; \frac{W}{2}\right)$, și folosind rezultatul de mai sus, se poate determina lungimea semiaxei verticale a elipsei :

$$a = \sqrt{\left(\frac{W}{2}\right)^2 + n^2\left(\frac{l}{2}\right)^2}$$

în care :

W reprezintă înălțimea galeriei ;
l — lățimea galeriei ;

de unde :

$$a = \sqrt{\left(\frac{5{,}2}{2}\right)^2 + 0{,}70^2\left(\frac{6{,}2}{2}\right)^2} = \sqrt{6{,}76 + 0{,}49 \times 9{,}61} \cong 3{,}40\text{m}$$

Astfel înălțimea F a bolții de descărcare va fi :

$$F = a - \frac{W}{2}$$

sau, pentru cazul dat :

$F = 3{,}40 - 2{,}6 = 0{,}8$ m.

Cunoscînd înălțimea teoretică a bolții de descărcare, vom considera că lungimea orientativă a ancorelor va fi :

$L \geqslant 1{,}5\ F$

sau :

$L = 1{,}5 \times 0{,}8 = 1{,}2$ m.

Se majorează lungimea ancorelor la 2 m, pentru asigurarea împotriva unei măriri, cu timpul, a înălțimii bolții de descărcare. Astfel, rocile expuse la crăpare vor fi consolidate de ancore și în cazul în care apare o zonă de întindere suplimentară.

b. *Probele de smulgere*

Pentru determinarea capacității portante a ancorei, adică a forței la care începe extragerea tijei din gaură datorită scăderii efectului de împănare sau alungirii tijei, s-au executat probe de smulgere.

În scopul obținerii unor rezultate complete s-a lucrat cu ancore avînd o lungime de 1,5 m, 2,0 m și 2,5 m. Acestea au fost plantate în diverse puncte pe bolta galeriei. Încercarea la smulgere s-a efectuat imediat după montare.

Toate încercările au arătat că forțele de smulgere la care ancora rezistă sînt cuprinse între 9 și 10 t. La această valoare, ancora începe să se deplaseze (smulgă), presiunea rămînînd constantă.

Rezultatele încercărilor executate sînt arătate în diagramele din figurile 2, 3 și 4.

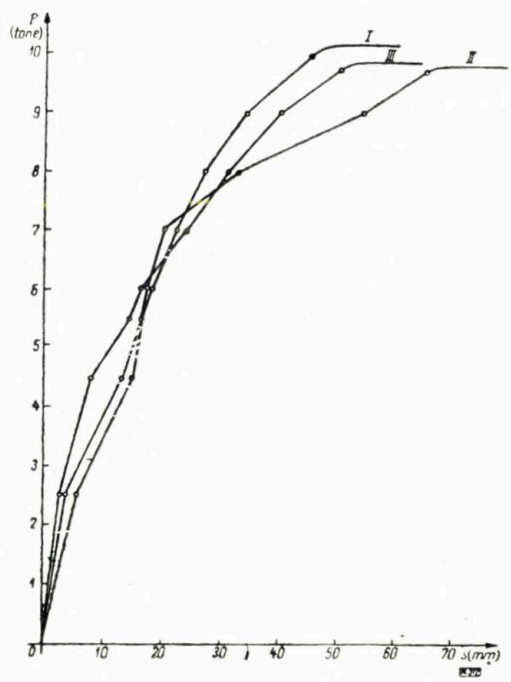


Fig. 2. Rezultatele încercărilor de smulgere a ancorelor nerecuperabile cu pana în marnă ; lungimea ancorei, 1.5 m : s — deplasarea ancorei, mm ; P — forța de smulgere, t ; I, II, III — diagramele de smulgere.

Ancorele cu care s-a lucrat au avut șlițul tăiat cu freza și pana confecționată la raboteză.

În afară de acestea s-au mai executat încă cinci încercări asupra ancorelor al căror șlit a fost tăiat cu aparatul de sudură, iar pana a fost confecționată la forje. Trei din aceste ancore au fost montate pe loc, iar două montate cu 10—15 zile înainte de ziua în care au fost încercate la smulgere.

Rezultatele încercărilor din această serie se pot urmări în diagrama din figura 5, unde se vede că forţele de smulgere au avut valori în jur de 5—6 t. Aceasta arată că ancorarea (înţepenirea)

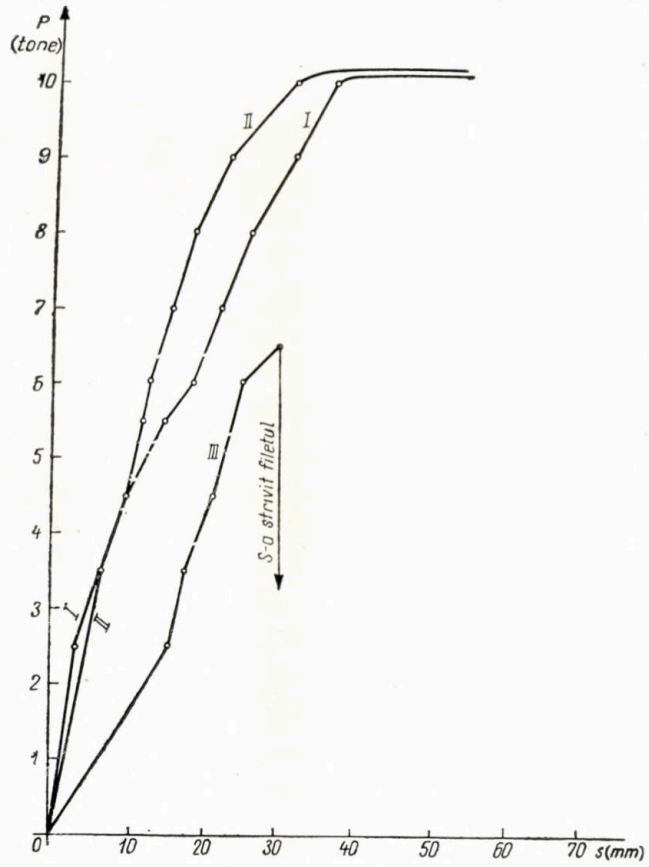


Fig. 3. Rezultatele încercărilor de smulgere a ancorelor nerecuperabile cu pana în marnă; lungimea ancorei, 2 m: *s* — deplasarea ancorei, mm; *P* — forţa de smulgere, *t*; I, II, III — diagramele de smulgere.

nu s-a făcut corect. Pana nu a reuşit să desfacă ancora la maximum, datorită ondulaţiilor şliţului şi penei rămase de la sudură, respectiv de la forje. Ancora nedesfăcîndu-se la dimensiunile optime, contactul cu pereţii găurii nu s-a făcut pe suprafaţa necesară.

Valorile forţei de smulgere, după cum rezultă sînt mai scăzute cu circa 50% în cazul prelucrării prin sudură şi forjare, faţă de cele obţinute cu ancore la care şliţul şi pana au fost confecţionate prin prelucrare mecanică.

c. *Monografia de susţinere*

Pe baza acestor rezultate, s-a considerat că marnele din zona galeriei pot fi clasificate drept roci semitari, cu caracteristicile arătate mai sus.

Pentru determinarea suprafeţei la boltă, care revine de susţinut unei ancore, se foloseşte formula:

$$S \leqslant \frac{P_o}{c\, m\, \gamma},$$

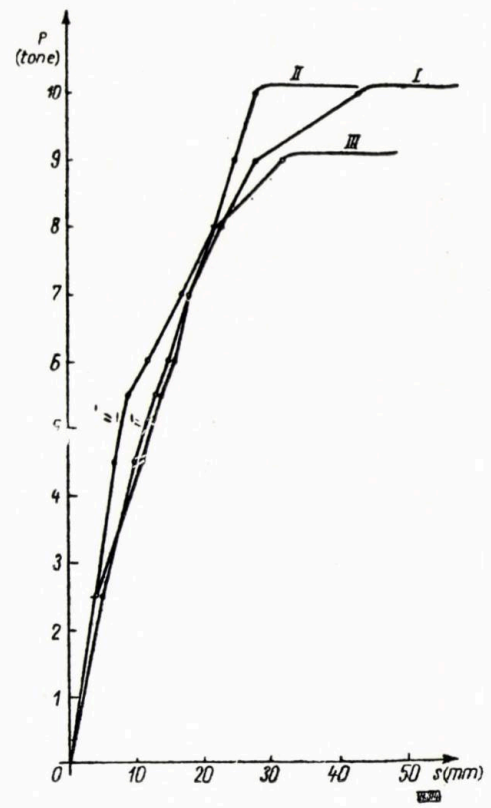


Fig. 4. Rezultatele încercărilor de smulgere a ancorelor nerecuperabile cu pană în marnă; lungimea ancorei, 2,5 m: *s* — deplasarea ancorei, mm; *P* — forţa de smulgere, *t*; I, II, III — diagramele de smulgere.

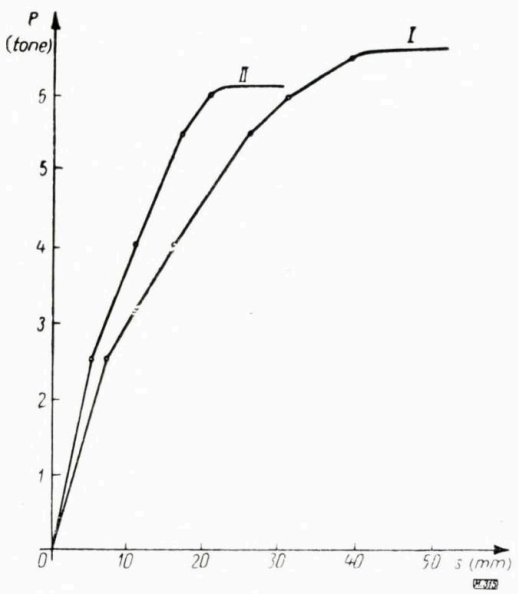


Fig. 5. Rezultatele încercărilor de smulgere a ancorelor nerecuperabile cu pană în marnă, montate de întreprinderea de construcţii hidrotehnice; lungimea ancorei, 2 m: *s* — deplasarea ancorei, mm; *P* — forţa de smulgere, *t*; I, II, III — diagramele de smulgere.

în care :

S este suprafața de susținut cu o ancoră, m²;
P_a — forța portantă a ancorei, t;
m — lungimea ancorei, m;
γ — greutatea specifică a rocii, t/m³;
c — coeficient de siguranță (se va lua 1,5);

de unde :

$$S \leqslant \frac{9}{1{,}5 \times 2 \times 2{,}55} \leqslant 1{,}18 \sim 1{,}2 \text{ m}^2$$

Prin urmare, densitatea de montare va fi de o ancoră pe o suprafață de 1,2 m².

Ținînd seamă de toate rezultatele obținute, atît în laborator cît și în frontul de lucru unde s-au efectuat încercările de smulgere s-a stabilit monografia de armare redată în figura 6.

Pentru susținerea bolții de descărcare a galeriei care se sapă, se montează ancore cu șlit și pană în rînduri de nouă bucăți. Distanța între rînduri este de 1,2 m, iar între ancorele din același rînd de 1 m.

În scopul evitării căderii de copturi, se montează pe bolta galeriei plasă de sîrmă, avînd o lungime de circa 9 m și o lățime de 1,5 m. Plasa este confecționată din sîrmă neagră, cu firul avînd diametrul de 2,8 mm și ochiuri de 30 mm.

Pentru a ține plasa apropiată de tavanul galeriei și totodată pentru a solidariza legătura între plasă și ancore se montează platbande de 1 500 mm lungime, 100 mm lățime și 6 mm grosime. Greutatea platbandei este de circa 7 kg. Așezarea platbandelor se face în șah în scopul menținerii pe direcția galeriei a unei sprijiniri continue.

Această monografie a fost experimentată și rezultatele fiind pozitive, s-a hotărît aplicarea ei.

d. *Montarea ancorelor*

Principala misiune a susținerii ancorate nu constă în sprijinirea tavanului și a bucăților de rocă desprinse, ci în solidarizarea nemijlocită a rocilor

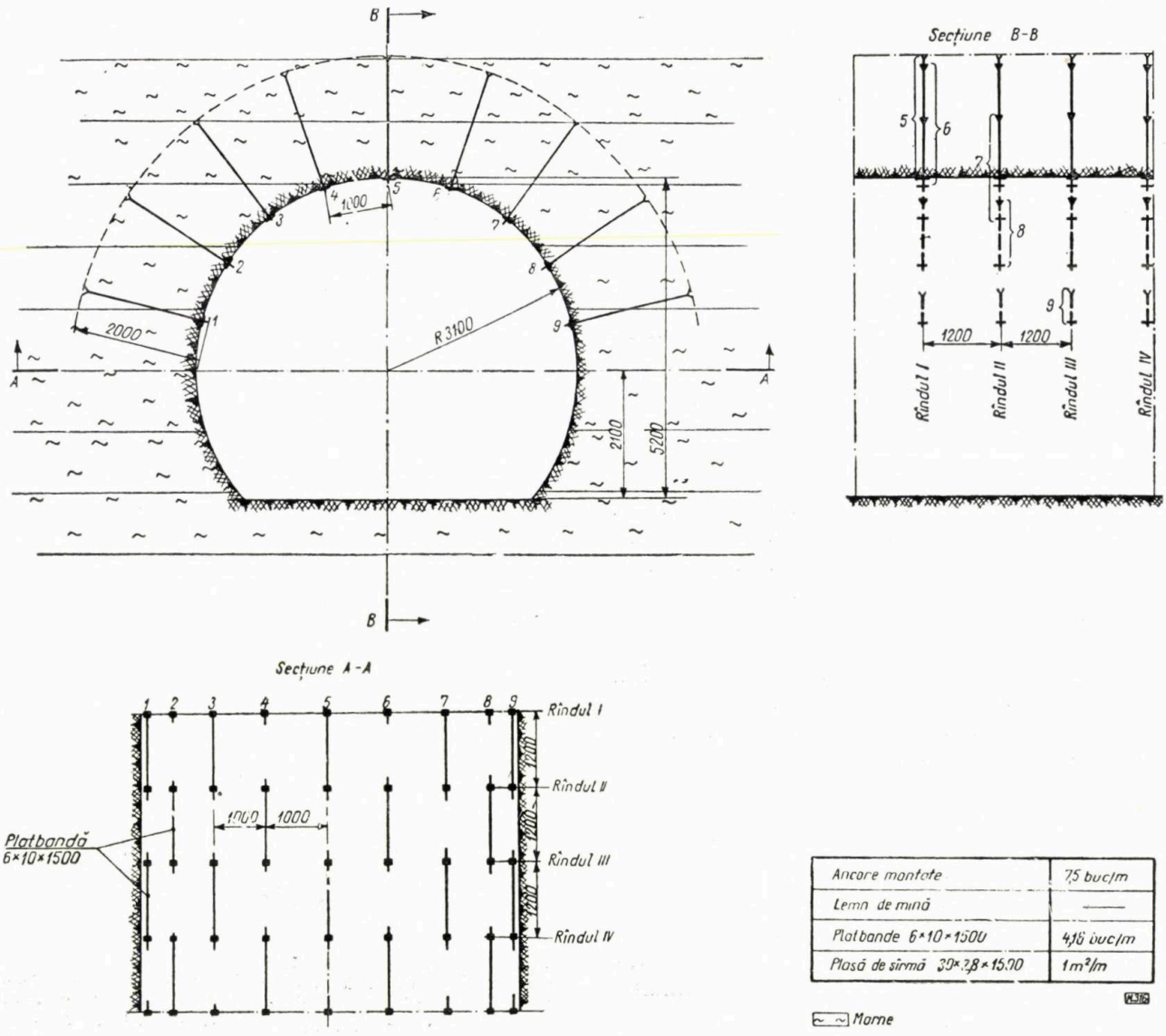


Fig. 6. Monografia de armare propusă și experimentată.

din tavan, astfel ca să preîntîmpine distrugerea structurii lor.

Pe baza teoriei bolții de descărcare, acțiunea susținerii ancorate se manifestă prin dezvoltarea unui sistem de forțe care preîntîmpină apariția unor tensiuni de întindere, atît de mari încît să depășească rezistența de rupere a rocilor. Un asemenea sistem de forțe se poate realiza cu condiția ca ancorele respective să se monteze pe măsura săpării galeriei.

De asemenea este necesar ca tensionarea ancorelor să fie suficient de puternică.

Se recomandă ca forța de tensionare să fie :

$$T \geqslant 0{,}8T_1$$

în care :

T reprezintă forța de tensionare ;

T_1 — forța de smulgere.

Dacă însă sistemul de eforturi creat în mod artificial nu va fi suficient pentru menținerea tavanului, în acesta din urmă potrivit teoriei bolții de descărcare poate apărea o zonă de întindere în interiorul căreia rocile ar putea să se fisureze. În acest caz susținerea ancorată se va opune căderii bucăților de rocă, deoarece capetele de împănare ale ancorelor vor fi situate în masiv, dincolo de raza de acțiune a bolții de descărcare. Pentru aceasta trebuie ca sarcina rocilor să nu depășească rezistența ancorei. Acest ultim considerent a fost unul din motivele care au determinat folosirea unei ancore avînd lungimea de 2 m.

Perforarea găurilor pentru fixarea ancorelor se face pe o lungime cu circa 6 cm mai scurtă decît lungimea ancorei. Deoarece această lungime trebuie să fie exactă, se fixează pe sfredel un inel care să fie folosit ca reper de lungime a găurii.

Pentru o bună împănare a ancorei în gaură este necesar ca diametrul final al găurii să fie mai mare decît diametrul capului de expandare cu 2—3 mm. Astfel, pentru ancorele cu un diametru de 25 mm, găurile se forează la un diametru de 27—28 mm.

Ancora cu pană se introduce în gaură cu o mișcare continuă, pînă la refuz. Cînd ancora nu mai avansează se execută baterea ei cu ajutorul unui ciocan pneumatic care are montat în locul piconului un dispozitiv (buterolă), care se aplică pe capul ancorei.

În continuare, după fixarea ancorelor, se întinde plasă de sîrmă, apoi se așează plăcuțele de reținere a plasei și se strînge piulița de sub plăcuțe.

După cum s-a amintit, în scopul menținerii stării de nedeformare a rocilor din tavanul galeriei, este necesar ca ancorele să fie tensionate.

Tensionarea se face cu chei dinamometrice.

Ținînd seamă de recomandarea literaturii de specialitate, ca valoarea tensiunii să reprezinte circa 80% din forța portantă a ancorei, se dimensionează știftul cheii dinamometrice ca să reziste pînă la o forță de circa 7 at.

Este obligatoriu ca strîngerea piulițelor să se controleze în timp. Acest control se face obligatoriu după fiecare pușcare în zona învecinată cu cea proaspăt ancorată.

Montarea ancorelor se face imediat după săparea galeriei. Este un principiu de bază ca montarea să se execute imediat după săpare, în scopul evitării exfolierii rocii, creării de fisuri, copturi etc.

Organizarea lucrului prevede o echipă formată din doi muncitori, un miner și un ajutor miner. O astfel de echipă ia parte la fiecare schimb și lucrează numai la susținerea ancorată, specializîndu-se în montarea de ancore și obținînd o productivitate mărită.

e. *Indici tehnico-economici*

Făcînd o comparație pe bază de indici între monografia propusă și experimentată și cea veche, rezultă cifrele din tabela 1.

Tabela 1

Nr. crt.	Obiectul comparației	Monografia veche (înlocuită)	Monografia propusă	Avantajele monografiei propuse față de cea înlocuită, %
1	Ancore montate, buc./m galerie	11,25	7,50	34
2	Densitate de montare, buc./m²	1/0,80	1/1,20	34
3	Consum de lemn de mină, m³/m	0,30	—	100
4	Platbande, buc./m	—	4,16	—
5	Consum de bandaje de lemn, m³/m	0,13	—	100
6	Consum de plasă de sîrmă, m²/m	9,00	9,00	—

În concluzie, din examinarea cifrelor din tabela 1 și a prețului de cost rezultă că monografia de armare propusă și experimentată de ICEMIN este avantajoasă deoarece a permis reducerea consumului de lemn de mină cu 100% și a costului susținerii cu 34%.

Susținerea ancorată a galeriilor constituie un procedeu modern și economic de susținere, care trebuie să se extindă, deoarece contribuie la creșterea productivității muncii, asigură condiții mai bune de tehnica securității și totodată permite reducerea consumului de lemn de mină și cheltuielile de susținere.

Prin reducerea consumului de lemn de mină și a prețului de cost, se realizează obiectivele Directivelor Congresului al III-lea al P.M.R., care arată că un rol important în realizarea și depășirea indicatorilor de plan este înlocuirea lemnului de mină la lucrările miniere de deschidere, sporirea productivității muncii și reducerea prețului de cost.

Bibliografie

[1] Hugon, A. și Costes, A. *Susținerea ancorată a rocilor în subteran*, 1959.

[2] Goeman Romuald. *Calculul armăturilor ancorate.* În : Przeglad Gorniczy, nr. 9, 1961.

[3] Borisov, A. A. *Noi metode de calcul a susținerii ancorate.* Gosgortehizdat, 1962.

[4] *** *Studii ICEMIN* 1960—1962.

Încercări de susţinere cu ancorare în lignit

Ing. S. Săvulescu

În minele de lignit, unde rocile sînt moi, plastice, s-a considerat că susţinerea cu ancore nu va da rezultate şi din această cauză nu s-a trecut la experimentarea ei.

Primele încercări de susţinere cu ancore în lignit s-au făcut în anul 1960 în bazinul Schitu-Goleşti, pe galeria direcţională, orizontul 358 de la mina Pescăreasa.

Galeria respectivă se arma cu inele de bolţari cu raza de săpare de 1,30 m. Tavanul galeriei era format dintr-o marnă calcaroasă fosiliferă. S-au montat două ancore în tavanul galeriei pe aceeaşi linie, avînd o scîndură comună între tavanul galeriei şi plăcile de reazim, spre a împiedica dislocarea rocii (fig. 1).

Lungimea ancorelor a fost de 1,80 şi s-au montat înclinat faţă de verticala galeriei.

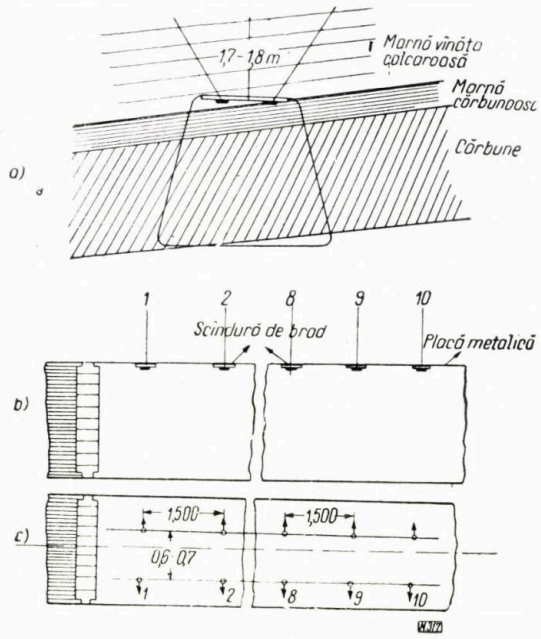


Fig. 1

Distanţele între liniile de ancorare pe direcţia galeriei au fost de 1,50 m.

În acest sistem s-au montat pe 15 m de galerie 10 rînduri de ancore. S-a făcut încercarea lor la smulgere, folosindu-se pompa hidraulică.

Această porţiune, astfel armată, a rămas sub observaţie timp de trei luni. După această perioadă s-a observat că coperişul galeriei nu a suferit nici-o surpare şi nici nu s-a observat vreo fisură, care ar fi putut duce la surparea tavanului.

S-au produs exfolieri în zonele neutre dintre ancore, apărînd copturi, care au căzut pe vatra galeriei.

De aici s-a tras concluzia că acest sistem de ancore, combinat cu plasă metalică spre a evita exfolierea tavanului, ar putea duce la rezultate satisfăcătoare.

Primele încercări s-au limitat la aceasta şi nu s-au continuat, spre a stabili şi alţi parametri, densitate, poziţia ancorelor etc. După trei luni porţiunea respectivă s-a reprofilat şi s-a armat cu inele de beton.

Încercări mai importante conduse după anumite indicaţii tehnice s-au efectuat în anul 1962 tot la mina Pescăreasa.

Aceste încercări s-au efectuat pe galeriile direcţionale de pregătire a unui abataj frontal conjugat cu trei galerii direcţionale de pregătire.

La aceste încercări s-au folosit două tipuri de ancore :

— 50 bucăţi ancore cu cochilie, din import, care nu s-au putut generaliza din cauza greutăţilor întîmpinate la confecţionare ;

— ancore cu pană confecţionate în atelierele proprii, fiind de construcţie uşoară ; la început s-au confecţionat cu capul fix şi apoi cu capul detaşabil spre a putea recupera.

Lungimea ancorelor — 1 800 mm

Diametrul tijelor — 25—30 mm din oţel OL 38.

Gaura de ancorare s-a forat cu un diametru cu 3—5 mm mai mare decît diametrul ancorei.

Pentru a asigura o mai bună fixare şi în acelaşi timp în scopul micşorării zonei neutre dintre ancore, s-au folosit plăcuţe de lemn, prin care se trece ancora şi peste care se montează apoi placa de strîngere şi piuliţa.

Placa de strîngere s-a confecţionat din fier U 160-OL 38. S-au experimentat cinci monografii de armare (fig. 2). Aceste monografii au evoluat în timp în funcţie de rezultatele obţinute şi de observaţiile făcute. Ele s-au experimentat astfel :

— *Monografia nr. 1* cu trei ancore la tavan pe aceeaşi linie între inele metalice tip T.H., aşezate la distanţa de 1 m şi plasa metalică. S-a experimentat la o galerie direcţională, galerie de capăt pentru pregătirea abatajului frontal ; pe o lungime de 18,50 m.

— *Monografia nr. 2,* cu două ancore la tavan montate în zigzag, între inelele metalice T.H. de susţinere. Distanţa între inelele metalice a fost de 1 m ; această monografie s-a aplicat la galeria de bază a abatajului frontal, pe o lungime de 42,70 m.

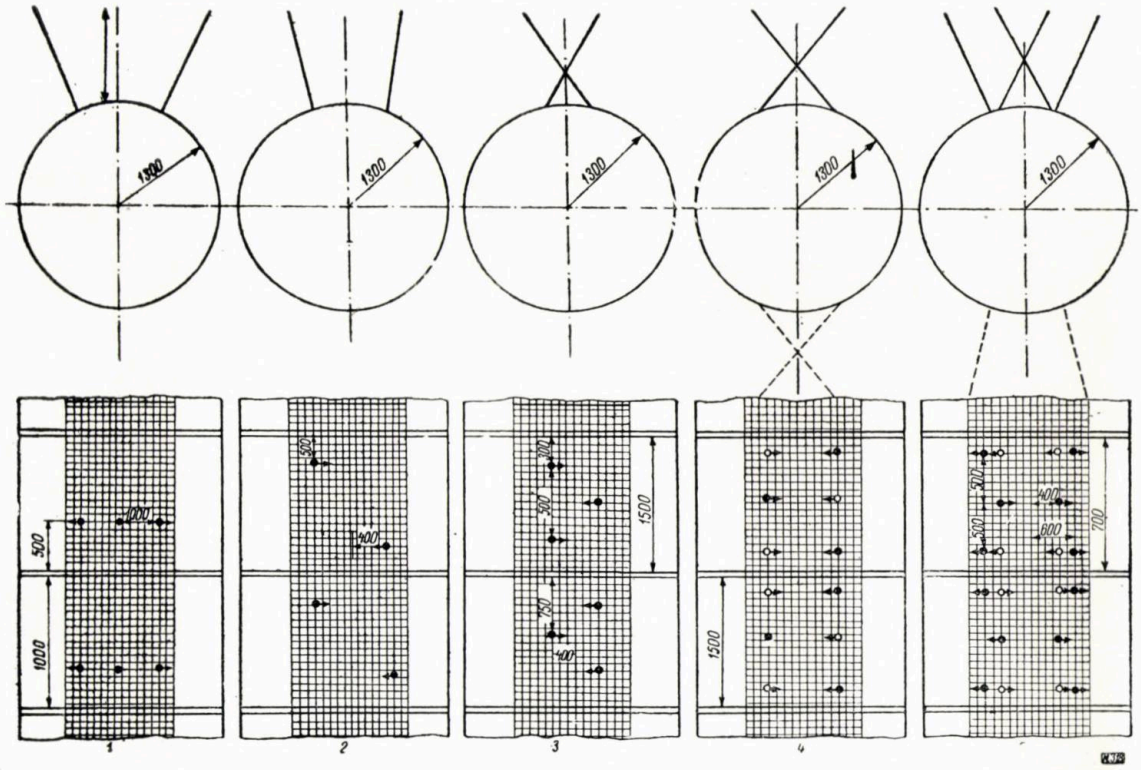


Fig. 2.

— *Monografia nr. 3,* cu trei ancore la tavan, în cruce, montate în zigzag, însă cu distanța între inelele T.H. de 1 500 mm. S-a experimentat tot pe galeria de bază a abatajului pe o lungime de 17,80 m.

— *Monografia nr. 4,* cu trei ancore la tavan și trei la vatră, așezate în zigzag și încrucișate. Distanța între inelele T.H. de 1,500 m. S-a experimentat tot pe galeria de bază pe o lungime de 10 m.

— *Monografia nr. 5,* cu ancorele de la tavan plasate pe patru rînduri, din care rîndurile exterioare, pe direcția radială și cele interioare încrucișate, iar la vatră două rînduri de ancore montate în zigzag. Distanța dintre ancore 0,50 m, însă poziția între ele este în zigzag. Distanța între inelele metalice a fost de 1,50 m.

La început încercările s-au efectuat numai în tavanul galeriei, cu scopul eliminării bandajării galeriei cu cherestea de stejar. Apoi s-a combinat sistemul de armare cu ancore, cu folosirea plasei metalice și modificarea distanței dintre inelele metalice T.H.

Plasa metalică s-a folosit numai la tavanul galeriei, spre a evita căderile de rocă. S-a folosit plasa din sîrmă de 3 mm și cu ochiuri de 45/45 mm.

Experimentarea s-a făcut la galerii armate în inele metalice T.H.

Prin asemenea experimentări s-a ajuns la monografia optimă nr. 5, cu o densitate de 1—2 ancore pe m², socotind numai tavanul și talpa galeriei, monografie care s-a dovedit satisfăcătoare, realizînd o bună asigurare.

Ancorele s-au încercat la smulgere, imediat după montare și apoi din două în două luni, iar rezultatele încercărilor s-au trecut într-un registru de observații. Înțepenirea ancorelor a crescut în timp.

S-au organizat cinci stații de observații pentru urmărirea comportării rocii. Aceste stații s-au plasat în lungul aceleiași galerii și au constat din montarea unui reper în tavanul galeriei (un dop fixat într-o gaură executată în tavan).

Înălțimea galeriei între aceste repere și coroana șinei se măsura săptămînal și se nota în registru spre a se urmări variația profilului galeriei.

S-a constatat că înălțimea galeriei a rămas constantă pînă cînd abatajul s-a apropiat la 15 m de reper după care a început să scadă, ceea ce denotă că tavanul galeriei a început să cedeze.

Prin folosirea ancorelor cu cap detașat se recuperează însă 36 lei/buc. (se pierde capul) și o ancoră se poate folosi de 2—3 ori.

În urma acestor experimentări s-a dovedit siguranța în susținere a acestui sistem, economicitatea lui, și s-a ajuns la concluzia că la lucrările de pregătire cu durata în timp mică, se pot generaliza cu succes, trecîndu-se la folosirea lor pe scară mult mai largă.

În concluzie se poate spune că folosirea ancorelor ca procedeu de susținere este un procedeu nou economic și cu rezultate bune.

Pentru ca acest sistem să dea rezultatele dorite, este absolut necesar să se cunoască, în primul rînd, cît mai bine caracteristicile rocilor ce se ancorează.

În acest scop, vor fi necesare experimentări în vederea stabilirii parametrilor optimi.

La stabilirea planului de ancorare (adîncimea găurilor, densitatea pe suprafaţa susţinută, sistemul de încastrare în teren) trebuie să se ajungă în urma experimentărilor la stabilirea condiţiilor în care se pot aplica aceste ancore în funcţie de proprietăţile mecanice ale rocilor şi de natura lucrării.

Durata de folosire a ancorelor, în timp, este limitată de oxidarea oţelului, datorită circulaţiei apei care se drenează prin găurile ancorelor.

O folosire în mod curent a susţinerii ancorate ar fi drept susţinere provizorie a lucrărilor, deoarece perioada de timp între săpare şi susţinerea definitivă este scurtă, economisind astfel lemnul de mină, care se foloseşte astăzi în mod curent la susţinerea provizorie.

În cazul în care susţinerea definitivă este din beton, ancorele pot fi recuperate, folosindu-se ancore cu cap detaşabil sau rămîn în teren şi în acest caz capetele tijelor ce rămîn în afara profilului de săpare se prind în susţinerea definitivă a lucrării. Prin aceasta se creează deasupra susţinerii o boltă de susţinere prin ancore, care măreşte rezistenţa susţinerii definitive.

Încercările efectuate în bazinul carbonifer Cîmpulung au arătat că şi în rocile moi, de vîrstă terţiară — specifice zonelor purtătoare de lignit, se pot obţine rezultate favorabile şi aceasta ne îndreptăţeşte să considerăm că pe viitor se va trece la folosirea lor pe scară tot mai mare, contribuind astfel la înlocuirea lemnului de mină şi la reducerea preţului de cost al cărbunelui.

Contribuţii la cunoaşterea mineralizaţiei cuprifere de la Pîrîul lui Avram (Munţii Apuseni) *)

M. Socolescu, Lidia Bonea şi P. Haiduc

Patrulaterul aurifer din Munţii Apuseni a format, atît în trecut cît şi în prezent, obiectul unui mare număr de studii geologice care au pus în evidenţă structura geologică şi raporturile genetice dintre rocile efuzive terţiare şi mineralizaţia auriferă. Studiile detaliate ale zăcămintelor din această regiune şi rezultatele obţinute arată caractere particulare pentru fiecare zăcămînt în parte.

În cele ce urmează vom expune rezultatele cercetărilor întreprinse asupra mineralizaţiei cuprifere de la Pîrîul lui Avram (Coasta Mare) cercetări care aduc o contribuţie la cunoaşterea unui alt tip de mineralizaţie decît cea auriferă, din cadrul patrulaterului.

Localizarea geografică

Zona mineralizată, care face obiectul prezentei lucrări, este cantonată în muntele Coasta Mare care reprezintă unul din masivele caracteristice pentru regiunea cuprinsă între Săcărîmb şi Hondol. Acest masiv este alcătuit din dacite de tip Cetraş.

Istoricul cercetărilor geologice şi descrierea geologică.

Multă vreme dacitele de tip Cetraş au fost considerate lipsite de o mineralizaţie cu caracter economic. În anul 1960 a fost iniţiată cercetarea geologică a întregului eruptiv terţiar din Munţii Metaliferi.

În acest sens în perimetrul Hondol au început lucrările de prospecţiuni geologice la scara 1:10 000, lucrări care s-au extins şi asupra zonei Coasta Mare.

Mineralizaţia de la Pîrîul lui Avram a fost pusă în evidenţă de către geologul Stoici Slobozan prin redeschiderea şi apoi continuarea în viu a unei galerii vechi denumită Galeria Livia.

Concomitent cu cartarea geologică (sc. 1:2000) în anii 1961—1962 s-au efectuat lucrări de explorare preliminară pentru stabilirea perspectivei fracturii nr. 2.

Masivul dacitic Coasta Mare se situează în partea de sud-est a zonei sudice, extinzîndu-se pe o suprafaţă de circa 2,50 km^2.

Dacitul proaspăt are o culoare cenuşie deschisă cu o textură masivă şi o structură porfirică pronunţată, în care se pot distinge cu uşurinţă fenocristale de feldspat, cuarţ, biotit şi amfiboli, prinse într-o pastă microlitică de un cenuşiu ceva mai închis.

În Coasta Mare întîlnim două varietăţi ale dacitului de tip Cetraş :

1—dacitul cu biotit şi amfiboli ; 2—dacitul cu piroxeni, amfiboli şi biotit.

În partea centrală predomină dacitele cu biotit şi amfiboli ; cele cu piroxeni apar de regulă la periferia masivului craterial Coasta Mare, sau în apropierea contactului cu formaţiunile sedimentare.

Macroscopic, ultimele se deosebesc printr-o culoare mai închisă a masei fundamentale.

Pe versantul estic al Coastei Mari, în bazinul superior al Pîrîului lui Avram, se individualizează două zone alungite afectate intens de metamorfismul hidrotermal.

Una din aceste zone are o orientare NNV—SSE iar spre NV se leagă cu zona caolinizată din bazinul superior al Văii Voia.

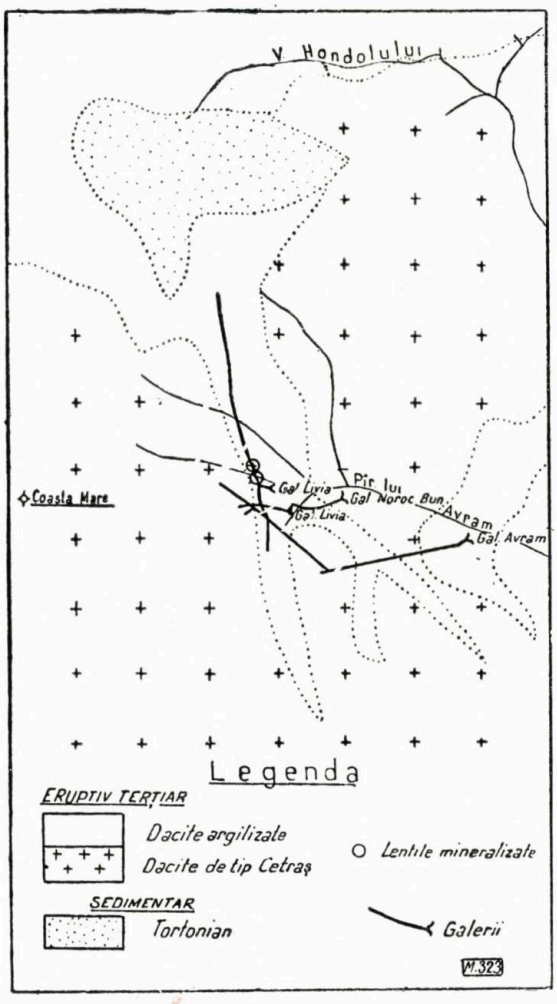


Fig. 1. Schiţă geologică. Coasta Mare, Pîrîul lui Avram.

*) Se supune discuţiei

Cea de-a doua este situată la circa 200 m est de prima și are o direcție NNE-SSV. În partea vestică a primei zone este cantonată fractura mineralizată nr. 2 avînd aceeași orientare ca și zona alterată.

Alterarea se datorește proceselor de metamorfism hidrotermal dintre care predomină argilizarea. Ca

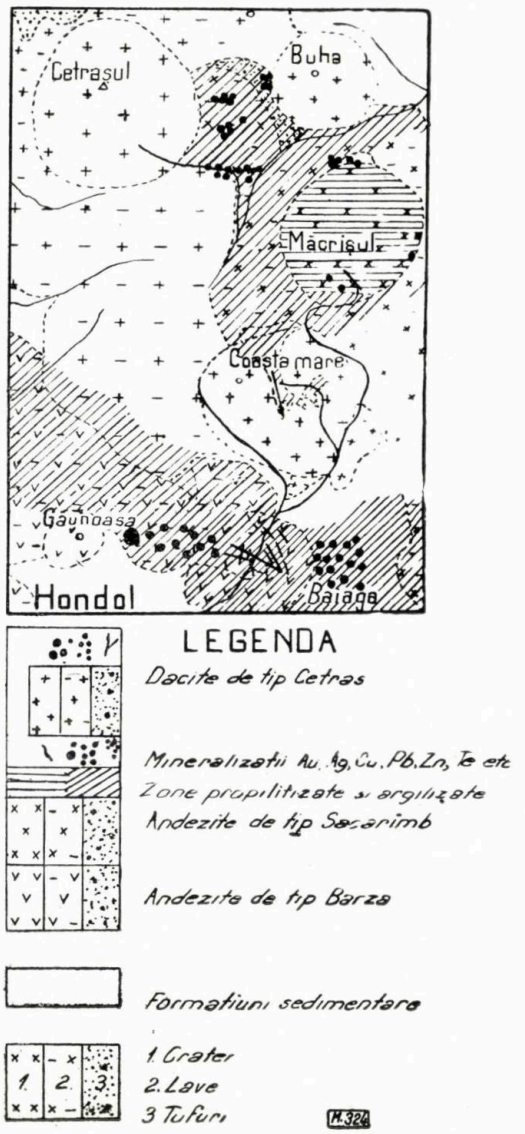


Fig. 2. Schița geologică Coasta Mare, Pîrîul lui Avram.

urmare a proceselor de transformare, roca apare cu o culoare alb-gălbuie sau de un alb murdar, în care mineralele femice se disting din ce în ce mai greu, singurul mineral primar rămas netransformat fiind cuarțul. Se remarcă că fenomenul de argilizare este mai intens în vecinătatea fracturii nr. 2, în afară pierzîndu-se treptat.

La microscop cele menționate mai sus se confirmă prin apariția pseudomorfozelor de dickit după fenocristalele de plagioclazi, însoțite uneori și de hidromice, ambele minerale fiind produse ale metasomatozei hidrotermale.

Spre deosebire de celelalte zone caolinizate din regiune, zona NV se caracterizează și prin prezența unei bogate mase silicifiate, în legătură cu fractura nr. 2. Roca a devenit compactă, dură, avînd o culoare cenușie, cenușie-negricioasă.

În cercetările subterane efectuate pe fractura nr. 2 s-a constatat că în partea centrală fractura este bine dezvoltată, posedînd o mineralizație de sulfuri. Această fractură este tăiată de numeroase fisuri transversale.

Galeria Livia, la circa 36 m de la gură, a interceptat fractura mineralizată. De la această intersecție, fractura a fost urmărită printr-o galerie direcțională.

În subteran în jurul fracturii se menține o aureolă de argilizare reprezentînd zona caolinizată cu treceri gradate la roca normală pe distanțe variabile pînă la cîteva zeci de metri.

Această zonă caolinizată este străbătută de mai multe sisteme de fisuri foarte neregulate care amintesc de o brecifiere incipientă. În partea centrală a aureolei de argilizare, adică în vecinătatea fracturii, se găsește o aureolă de silicifiere care, de asemenea, este mai intensă în partea centrală și descrește către periferie. Silicifierea se suprapune peste o masă brecioasă puternic argilizată, formînd benzi mai groase sau mai înguste în jurul fisurilor. În ea se constată o brecie măruntă, silicifiată intens, în care sînt cuprinse relicte de cuarț din dacit, benzi de silicifiere omogenizate cuprinzînd goluri mici, adesea relicte de crăpături și goluri neregulate umplute cu o masă caolinoasă datorită relictelor de rocă, nesilicifiate, care au fost levigate puternic de soluțiile hidrotermale.

Considerăm faptul că soluțiile hidrotermale au avut la început un *p*H ridicat transportînd silicea sub formă de silicați alcalini. În continuare urmînd un *p*H scăzut, datorit acidului sulfuric produs din oxidație, a avut loc levigarea zonelor nesilicifiate și cristalizarea cuarțului format din silicea reziduală.

Soluțiile hidrotermale din zona Pîrîul lui Avram aparțin ultimelor manifestări hidrotermale mineralizante din regiune. Ele s-au ridicat la marginea coșului craterului de la Coasta Mare, în legătură cu un sistem de zone de slăbire a rezistenței scoarței din cauza ridicării magmelor. Caracterul brecios și în aureole al manifestărilor pe suprafață ridică chestiunea prezenței unui tip de stock reliefat de manifestații mineralizante și corozive de intensitate mică.

Pe direcționala N se constată prezența unei mineralizații cuprifere, dezvoltată în două zone lenticulare cu mineralizări identice.

Mineralizații mai slabe s-au întîlnit pe galeria de-a lungul fracturii, în mai multe zone. Mineralizația s-a depus probabil în cuiburi în legătură cu pătrunderea soluțiilor pe fractura principală care a făcut oficiul de detentă. Căile de ridicare se consideră mai just în legătură cu un sistem de fracturi transversale dirijate aproximativ E—V și cu înclinări de 30—40° către sud, neexcluzînd însă probabilitatea ridicării lor, pe sisteme de fisuri dispuse în zona verticalei punctelor de îmbogățire.

Descrierea mineralizației

În zona lenticulară de pe direcționala N, se disting, pe o lățime de peste 1 m, efilate către capete, mai multe benzi de silicifiere, late de cîțiva zeci de cm, prinse în zona caolinizată intens.

Pe anumite laturi ale zonei silicifiate se găsesc cristalizate compact, benzi centimetrice de minereu compact, de culoare brună cu reflexe violete albăstrui, roșietice și aurii. Peste aceste benzi, cu caracter enargitic, urmează adesea o masă caolinoasă subțire, peste care cristalizează în mănunchi pirita compactă. Uneori, benzile enargitice sînt mai puțin nete și pe ele cristalizează direct pirita compactă, iar alteori, pirita compactă cristalizează direct pe benzile silicifiate.

Amintim, de asemenea, în a doua zonă lenticulară, cazul unei cristalizări a enargitei pe mase silicifiate sau pe pirită prezentînd cristale idiomorfe cu fețe ce nu depășesc 1—1,2 cm în genere prinse într-o masă caolinoasă reziduală.

A doua zonă lenticulară cu mineralizație enargitică a fost prinsă în breșa nr. 4. În acest loc caracterul mineralizației enargitice este mai puțin compact, întîlnindu-se mai mult zone cu cristale în masa caolinoasă, uneori însoțite de cristale de barită.

Pe direcțională au mai fost întîlnite cuiburi foarte mici conținînd enargită, în general dominînd mineralizația piritoasă, sub formă de impregnații și cruste cu cristale care tapisează crăpăturile.

Benzile enargitice și cristalele alcătuiesc minereul cuprifer compus din enargită, famatinită, luzonită și stibioluzonită intim asociat cu pirită.

Textura minereului este rubanată, masivă, sau în cocardă. Între aceste tipuri de texturi clare se întîlnesc uneori variate combinații care dau umpluturii filoniene un aspect heterogen.

Materialul urmărit de noi provine din cele două lentile mineralizate. Dat fiind structura fin grăunțoasă a minereului, identificarea mineralelor constitutive nu a fost posibilă decît cu ajutorul microscopului. Macroscopic apar vizibile doar pirita și anumite minerale din complexul cuprifer, care uneori constituie mineralele gazdă pentru restul mineralelor metalice, cu care apar intim asociate.

În mineralizația de la Pîrîul lui Avram au fost întîlnite următoarele minerale : pirită, pirotină, complexul enargitic (enargită, famatinită, luzonită, stibioluzonită), stannina, bismutină, galenobismutină, tetradymit, blendă, calcopirită, tennatit, argyrodit, melnicovit, marcasită, jamesonit, calcozină, covelină, iar ca minerale de gangă întîlnim cuarț, baritină și caolin.

Mai jos se prezintă o scurtă descriere a acestor minerale.

I. Minerale hipogene

1. Pirita (FeS_2) este mineralul predominant. Apare răspîndită aproape pe toată lungimea fracturii ca impregnațiuni sau sub forma unor cuiburi ce tapisează pereții geodelor în zonele mai slab mineralizate, sau sub forma unor benzi ce alternează cu mineralele cuprifere ce includ concentric fragmentele de rocă neînlocuite din zonele brecifiate.

Obișnuit, pirita se prezintă în cristale idiomorfe bine individualizate, în care s-au putut identifica forme de cub (100) și în special forme de octaedru (111) combinate cu fețe de dodecaedru pentagonal, sau de dodecaedru pentagonal (210), de dimensiuni cuprinse mai frecvent între 1—3 mm ajungînd excepțional pînă la 1—2 cm.

Observațiile detaliate asupra structurii și texturii minereului, precum și relațiile dintre minerale, ne permit să separăm două generații de pirită. Microscopic acest fapt apare mult mai concludent dat fiind că separarea se poate face cu mai mare ușurință. Astfel, pirita din prima generație apare în agregate granulare cataclazate, grăunții avînd dimensiuni pînă în 0,2 mm, uneori puternic corodate, aproape scheletice, substituite parțial de mineralele din complexul enargitic, sau mai frecvent de pirita din a doua generație.

A doua generație se caracterizează prin apariția unor indivizi cristalini mai bine dezvoltați, intim concrescuți între ei, predominînd indivizii hipidiomorfi și cei idiomorfi dispuși în benzi ce alternează cu benzile de minereu cuprifer (minerale din complexul enargitic). Acești indivizi cristalini au cristalizat dintr-un gel FeS_2 (melnicovit) dezvoltat, de obicei, sub forma unui tiv îngust de-a lungul contururilor granulare de pirită prezentînd o structură colomorfă evidentă, fapt ce dovedește caracterul coloidal al soluției.

Ceea ce este foarte caracteristic pentru indivizii de pirită de generația a doua sînt structurile zonare de creștere (fig. 3 și 4) care sînt foarte evidente, fiind vizibile și cu ochiul liber. Ele se datoresc depozitării repetate din soluții cu compoziție ușor variată. Zonarea este pusă în evidență prin apariția unui sistem de linii paralele ușor colorate în tente de crem-roz. Aceste structuri zonare de creștere lipsesc la indivizii de pirită din prima generație.

Structurile zonare de creștere, caracteristice pentru pirita de a doua generație, constitue un argument ce trădează că această pirită s-a format într-o fază de temperatură mai scăzută (epitermal), decît pirita din prima generație (mezotermal).

Fig. 3. Structuri zonare de creștere la pirită *Py*. Imersie în ulei.200x.

Un alt argument care întăreşte cele mai sus amintite este prezenţa marcasitei care, de asemenea, este un mineral de temperatură scăzută şi care apare intim asociată numai cu pirita de a doua generaţie.

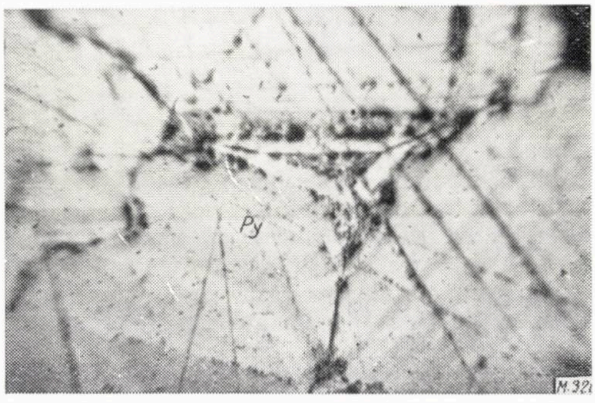


Fig. 4. Structuri zonare de creştere la pirită *(Py)*. Imersie în ulei.200 x.

2. *Pirotina* ($Fe_x S_{1-x}$) face parte din seria mineralelor care sînt vizibile la microscop. Cantitativ apare în proporţii cu totul reduse în comparaţie cu pirita.

Microscopic o întîlnim în grăunţi izolaţi, de obicei de 0.01—0,1 mm, rotunjiţi uneori puternic corodaţi de mineralele din complexul enargitic. Ceea ce trebuie relevat este faptul că pirotina din mineralizaţia de la Pîrîul lui Avram apare sub o formă izotropă stabilă, modificaţie de temperatură ridicată cunoscută în literatura de specialitate.

Ca vîrstă, pirotina este mai veche decît mineralele din grupa enargitei.

3. *Grupa enargitei*

enargit	famatinit	luzonit	stibioluzonit
Cu_3AsS_4	Cu_3SbS_4	Cu_3AsS_4	Cu_3SbS_4

Din literatura de specialitate este cunoscut faptul că aceste minerale constituie o grupă cu asociaţii strînse, iar analogia formulelor chimice şi posibilitatea amestecurilor izomorfe cît şi a fenomenelor de paramorfism face ca separarea lor să fie foarte dificilă. Astfel, Cu_3AsS_4 se prezintă în natură dimorf sub forma a două modificaţii şi anume sub formă de enargită sau luzonită, iar Cu_3SbS_4 sub formă de famatinită sau stibioluzonită. Dacă macroscopic această separare pare a fi aproape imposibilă, microscopic, în secţiuni şlefuite, ele se pot deosebi după o serie de caractere specifice (culoare, pleocroism de reflexie, efecte de anizotropism şi modul de comportare faţă de atacul cu reactivi).

La Pîrîul lui Avram toate aceste patru minerale (fig. 6) sînt asociate cu pirita urmînd cantitativ după ea. Obişnuit le întîlnim sub forma unor cuiburi sau mai frecvent sub forma unor benzi compacte ce nu depăşesc grosimi de 1—1,2 cm acoperite cu benzi sau concreşteri de pirită din a doua generaţie, dispuse concentric în jurul bucăţilor de rocă din zona de fractură. Mai pot fi prezente şi în cristale mici depuse pe cristalele de pirită şi cuarţ de pe pereţii geodelor sau chiar sub forma unor cristale prismatice mai mari ce ating dimensiuni pînă la 1—1,5 cm bine individualizate, acoperite uneori de striuri paralele (breşa nr. 4). Culoarea acestor minerale este cenuşie-neagră, uneori cu irizaţii violete pentru enargită şi famatinită, cenuşie uşor roşcată, asemănătoare cuprului nativ, pentru luzonită şi mai gălbuie pentru stibioluzonită.

Dacă urmărim microscopic aceste minerale, vom constata că culorile mineralelor din această grupă variază de la un brun deschis-roz roz-gălbui spre un cenuşiu-albăstrui.

Puterea de reflexie a enargitei este mai scăzută decît a celorlalte trei minerale cu care apare în parageneză sau în amestec izomorf (famatinita, luzonita şi stibioluzonita avînd-o egală) şi mai ridicată decît la blendă.

Relieful la enargită este mai ridicat decît la calcopirită, mai scăzut decît la pirită şi identic cu cel al famatinitei, luzonitei şi al stibioluzonitei.

Pleocroismul de reflexie este vizibil la toate aceste patru minerale şi din această cauză identificarea şi separarea lor este mai uşoară în lumină paralelă decît cu nicolii +.

Efectele de anizotropism (în N^+) sînt puternice pentru mineralele acestei grupe şi foarte asemănă-

Fig. 5. Enargită *En*, corodînd o pirită *Py* II de generaţia I şi fiind corodată la rîndul ei de o pirită *Py* II de generaţia a II-a.80 x.

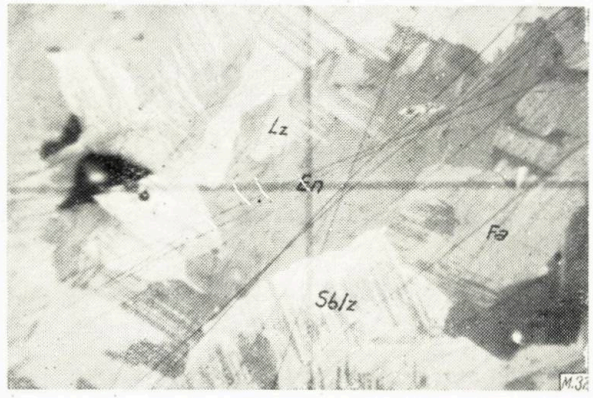


Fig. 6. Plaje de luzonită *Lz* şi stabioluzonită *Sblz* maclate polisintetic concrescute intim cu enargită *En* şi famatinită *Fa*. Imersie în ulei (N^+). 200 x.

toare, fapt care creează dificultăţi mari în separarea lor.

În ceea ce priveşte modul de comportare faţă de reactivii chimici, s-a constatat că acest complex

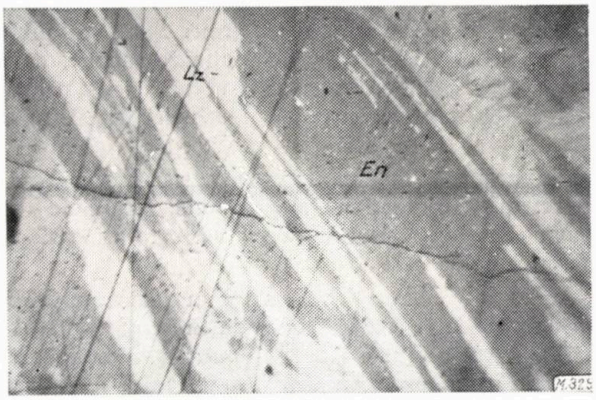


Fig. 7. Enargita *En* substituind luzonita *L* de-a lungul planelor de maclă. Imersie în ulei (N+). 200 x.

de minerale reacţionează pozitiv cu KCN care este reactivul cel mai potrivit şi cel mai eficace.

Enargita se mai poate deosebi de celelalte minerale din grupa ei şi prin faptul că ea este total lipsită de lamele de maclă în timp ce luzonita, stibioluzonita şi mai puţin famatinita, prezintă macle polisintetice caracteristice.

În genere, în majoritatea secţiunilor lustruite care conţin luzonită şi stibioluzonită se observă treceri paramorfe în enargită (fig. 8) şi mai puţin în famatinită. Aceste transformări se fac fie la marginea granulelor, de-a lungul crăpăturilor sau în special de-a lungul planelor de maclă (fig. 7). De obicei, aceste plane de maclă ale luzonitei sînt paralele cu direcţiile de clivaj ale enargitei noi formate, ambele fiind prezente sub forma unor concreşteri orientate. Termenii bogaţi în stibiu suferă aceleaşi transformări.

Toate aceste transformări de paramorfism cît şi de izomorfism, pe de altă parte, efectele de anizotropism foarte asemănătoare dintre aceste minerale, fac ca determinarea lor să fie dificilă.

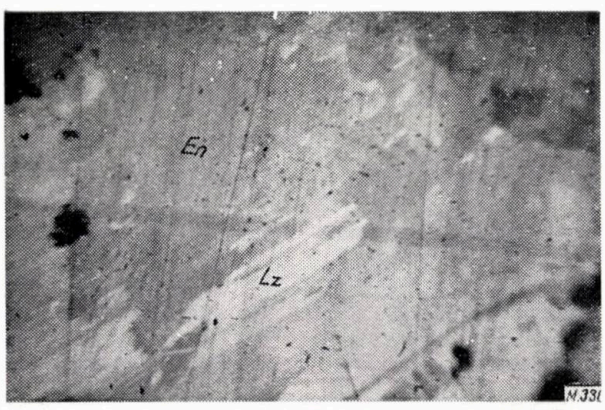


Fig. 8. Substituţii de enargită după luzonită *Lz*. Imersie în ulei (N+). 200 x.

Aceste minerale au servit drept gazdă la multe dintre mineralele înglobate în masa lor sub forma unor incluziuni sau sub forma unor grăunţi microgranulari. Astfel, în plajele dezvoltate de enargită, famatinită, luzonită şi stibioluzonită, întîlnim incluse granule idiomorfe sau scheletice de pirită din prima generaţie, care sînt mai în vîrstă decît aceste minerale, grăunţi de pirotină, plaje sau lamele de calcopirită, cristale micronice de minerale de bismut, stannină, blendă, argyrodit, jamesonit, calcozină şi sporadic de covelină.

Relaţiile cu mineralele existente ne indică faptul că mineralele din grupa enargitei s-ar fi depus între două veniri de pirită de vîrstă diferită, substituind şi corodînd intens pirita de generaţia întîia şi fiind corodată la rîndul ei de o pirită de generaţia a doua (fig. 5).

De asemenea, se remarcă asociaţia între mineralele din grupa enargitei cu tennantită, aceasta din urmă substituindu-le parţial.

4. *Stannina* (Cu_2FeSnS_4) nu a fost observată macroscopic datorită cantităţii cu totul neînsemnate în care apare. Pentru noi, prezenţa ei constituie un indiciu pentru determinarea temperaturii de formare a mineralelor cuprifere în masa cărora apare stannina fiind considerată un mineral de temperatură mai ridicată.

Microscopic acest mineral apare rar în granule allotriomorfe de 0,001—0,06 mm, localizate de obicei în interiorul mineralelor din complexul enargitic, în special în plajele de luzonită, împrumutînd forma unor picături sau bastonaşe neregulate.

Microscopic culoarea ei se apropie de cea a blendei fiind mai deschisă şi bătînd într-o tentă pronunţată oliv-verzuie. Puterea de reflexie este scăzută şi foarte apropiată de cea a mineralelor din grupa enargitei, iar pleocroismul este, de asemenea, abia perceptibil.

5. *Mineralele de bismut* sînt considerate, în mineralizaţia de la Pîrul lui Avram, o curiozitate mineralogică.

Acestea apar sub forma unor vinişoare neregulate, sau cristale aciculare răspîndite în ganga mineralizaţiei cuprifere la contact cu cea piritoasă, sau mai frecvent concrescute intim cu granulele şi cristalele aciculare de jamesonit ce se insinuează în golurile şi fisurile existente în pirita de generaţia a doua. Bismutina şi galeno-bismutina mai pot fi întîlnite şi sub forma unor cristale lamelare sau aciculare mici, asociate între ele sau separate, răspîndite la întîmplare în masa mineralelor cuprifere.

Mineralele de bismut, care intră în constituţia mineralizaţiei metalifere de la Pîrîul lui Avram, au fost identificate pe baza caracterelor optice şi a unor reacţii caracteristice ca fiind bismutină, galenobismutină şi tetradymit.

La prima vedere este foarte greu a distinge bismutina de galenobismutină, ambele avînd o capacitate de reflexie foarte asemănătoare.

Bismutina (Bi_2S_3) este albă, uşor crem, posedînd un pleocroism accentuat, mai slab însă decît

la jamesonit prezentînd între N+ efecte de anizotropie ce oscilează intens de la un brun violet albăstrui spre un oliv.

Galenobismutina ($Pb.Bi_2S_4$) prezintă într-o poziţie paralelă cu bismutina o putere de reflexie uşor mai accentuată, iar pleocroismul în tente de gri-albăstrui spre un roz-gri. Efectele de anizotropie sînt accentuate, fapt ce uşurează determinarea şi separarea lui de alte minerale de bismut.

Tetradymitul (?) (B_2Te_2S). Mineralul pe care îl atribuim acestui tip, prezintă dimensiuni mult prea mici, submicronice, fapt care nu ne permite să-i urmărim toate caracteristicile optice şi nici să vedem cum reacţionează cu diverşii reactivi chimici.

Ca mod de prezentare, acest mineral este întîlnit sub forma unor incluziuni ovoidale sau rotunjite, concentrate în mici grupări răspîndite preferenţial în masa enargitei sau a famatinitei. Culoarea acestui mineral este albă în tente uşor gălbui, cu o duritate mică, puterea de reflexie este mai ridicată decît a mineralelor gazdă şi uşor mai scăzută decît a piritei.

Ceea ce ne-a determinat pe noi să considerăm acest mineral ca fiind un tetradymit sînt analizele spectrale, care ne indică frecvent prezenţa Te, împreună cu cîteva caracteristici optice.

6. *Blenda* (ZnS) s-a întîlnit cu totul subordonat fiind vizibilă numai microscopic. În secţiuni lustruite apare în cristale xenomorfe închise la culoare. Dimensiunile indivizilor sînt în genere reduse şi nu depăşesc 0,1 mm. Fiind mai tînără ca vîrstă decît mineralele din grupa enargitei cu care apare asociată, ea se insinuează de obicei în golurile din masa lor. Caracteristic pentru această blendă este faptul că ea apare pură, neconţinînd nici un fel de incluziune. Se cunosc relaţii de asociere cu calcopirita, care fiind venită ulterior, corodează intens blenda.

7. *Calcopirita* ($CuFeS_2$) apare cantitativ în proporţii cu totul reduse faţă de pirită şi de mineralele din grupa enargitei, fiind vizibilă numai microscopic.

O întîlnim, în genere, sub forma unor lamele fine, în cristale allotriomorfe de dimensiuni micronice, sau mai rar sub forma unor plaje care ating dimensiuni pînă la 0,15 mm.

Mai poate fi întîlnită şi sub formă de filonaşe fine ce brăzdează mineralele din grupa enargitei. Acest lucru ne indică că calcopirita este un mineral mai tînăr, venit ulterior faţă de mineralele mai sus amintite.

De obicei, se insinuează pe fisuri sau ocupă golurile din cuprinsul mineralelor gazdă. Frecvent o întîlnim asociată cu calcozina şi mai rar cu covelina, doi substituenţi hipergeni formaţi pe seama ei. Calcopirita este considerată mineralul gazdă pentru depunerea argyroditului, cu care formează asociaţii intime.

8. *Tennantita* ($Cu_{12}As_4S_{13}$) a fost observată numai microscopic fiind intim asociată cu mineralele din grupa enargitei. Din punct de vedere cantitativ o întîlnim răspîndită în proporţii mai mari decît calcopirita alături de care apare şi cu totul subordonat faţă de restul mineralelor cuprifere din complexul enargitic.

Răspîndirea acestui mineral este foarte neomogenă : sînt secţiuni în care apare frecvent şi secţiuni în care o întîlnim numai ca urme. Apare în plaje neregulate de 0,1—0,4 mm de culoare verzuie, cu o uşoară tentă albăstruie, conţinînd uneori resturi de enargită, precum şi în grăunţi submicronici răspîndiţi în plajele de enargită şi luzonită.

Din relaţiile de asociere cu mineralele cu care apare, reiese că tennantita substituie mineralele din grupa enargitei şi calcopirita după care urmează în succesiunea de cristalizare.

Analizele chimice efectuate pe un număr de probe cu tennantită ne indică un procent ridicat în Ag şi As. Acest conţinut ridicat în arsen şi pe de altă parte în argint, ne confirmă că tetraedritul de aici este un tennantit.

9. *Argyroditul* (Ag_8GeS_6) a fost găsit de noi pentru prima dată în ţară. Este un mineral de germaniu care apare rar întîlnit chiar şi pe glob.

În mineralizaţia de la Pîrîul lui Avram argyroditul apare asociat exclusiv numai cu calcopirita, pentru care manifestă o deosebită preferinţă. Luzonita care este învecinată apariţiilor de argyrodit, în schimb, este lipsită complet de incluziuni de acest mineral. Acest fapt ne ajută să precizăm ordinea lui în succesiunea de cristalizare.

Argyroditul a fost depistat microscopic lucrîndu-se în genere în imersie datorită dimensiunilor sale mult prea mici.

Se prezintă în agregate lamelare (fig. 9), lamelele fiind grosiere şi neregulate, avînd o orientare divergentă. După P. Ramdohr, această construcţie lamelară s-ar părea că se datoreşte unor transformări care însă nu au fost încă cercetate.

Determinarea argyroditului s-a făcut pe baza proprietăţilor optice. Culoarea lui este roz-brună, ceea ce îl apropie foarte mult de enargit. Relieful este mai mic decît al mineralelor din grupa enargitei cu care prezintă unele trăsături comune. Puterea de reflexie este identică cu a famatinitei, luzonitei

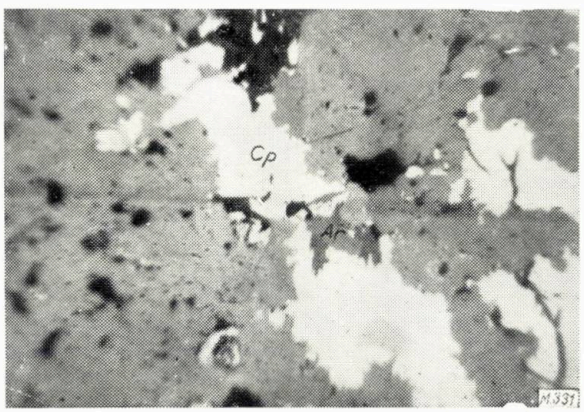


Fig. 9. Argyrodit *Ar* dispus în cristale lamelare incluse în calcopirită *Cp*. Imersie în ulei (N+).200 x.

și stibioluzonitei și mai ridicată decît a enargitei. Policroismul este evident, iar efectele de anizotropism mai puternice decît ale enargitei și mai evidente.

Confirmarea prezenței argyroditului s-a făcut prin analize spectrografice ale unei cruste de minerale din grupa enargitei bogată în argyrodit.

10. *Jamesonitul* ($Pb_4FeSb_6S_{14}$) apare mai puțin răspîndit decît calcopirita. În majoritatea cazurilor îl întîlnim sub forma unor cristale fine aciculare răspîndite izolat în masa mineralelor din complexul enargitic, sau mai frecvent în ganga de cuarț din imediata vecinătate a mineralizației cuprifere (fig. 10). Mai puțin caracteristice sînt cristalele neregulate de jamesonit ce se insinuează în masa enargitei sau a piritei de generația a II-a, pe care le substituie parțial. Dimensiunile acestor cristale nu depășesc 0,1 mm.

Jamesonitul se caracterizează printr-un relief scăzut, lustruire foarte bună cu numeroase zgîrieturi fine, culoarea albă puternic strălucitoare, cu o putere de reflexie apropiată de a galenei. A fost identificată cu multă ușurință mai ales datorită pleocroismului foarte accentuat și datorită anizotropismului caracteristic. Atacurile cu reactivi au servit ca mijloc de recunoaștere.

11. *Marcasita* (FeS_2) macroscopic poate fi ușor confundată cu pirita cu care apare intim asociată, singurul criteriu de diferențiere fiind culoarea, care la marcasită este într-o tentă ceva mai deschisă, în spărtură proaspătă, decît la pirită.

Sub microscop marcasita apare bine individualizată în granule allotriomorfe de 0,04—0,2 mm, răspîndită în genere printre granulele de pirită de generația a II-a cu care formează asociații intime. Mai poate fi întîlnită sporadic și sub forma unor granule izolate, reduse ca dimensiune, răspîndite în masa mineralelor din complexul enargitic.

Acești indivizi prezintă o putere de reflexie ceva mai mare decît a piritei, efecte de anizotropie caracteristice și uneori macle polisintetice.

De obicei, marcasita apare asociată cu granulele de pirită, rezultînd din același gel de FeS_2 din care cristalizează.

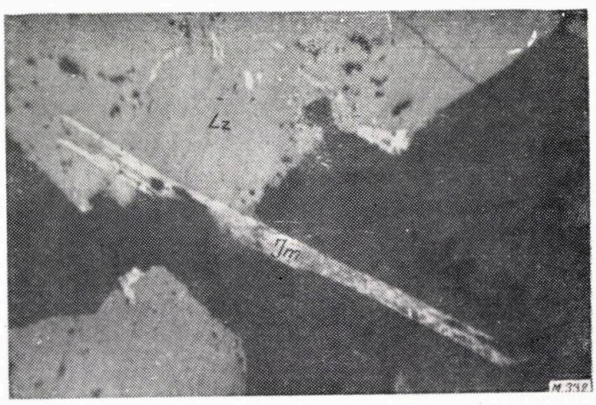


Fig. 10. Cristal acicular de jamesonit *Jm* ce străbate ganga de cuarț *Qz* pătrunzînd într-o plajă de luzonită *Lz*.80 x.

II. Minerale hipergene

Mineralele hipergene sînt destul de puțin răspîndite în mineralizația de la Pîrîul lui Avram, reprezentînd depuneri locale și sînt reprezentate prin minerale secundare de cupru.

Mineralele secundare de cupru sînt reprezentate prin : calcozină (Cu_2S), malachit [$CuCO_3.Cu(OH)_2$] subordonat covelină (CuS).

Calcozina, cantitativ, apare mai mult decît covelina. O întîlnim insinuată de obicei de-a lungul fisurilor din masa mineralelor din grupa enargitei fiind asociată intim cu calcopirita pe seama căreia s-a format și pe care o substituie parțial sau total. În anumite zone, încep să apară în afară de calcozină și neoformații de covelină.

Malachitul apare în grăunți sau cruste pe pirită, împrumutînd acestui mineral — în acele zone — o culoare verde. Microscopic se vede mai puțin din cauza pierderii la lustruire.

Minerale de gangă

Această categorie de minerale este reprezentată prin : cuarț, barită și caolin.

1. *Cuarțul* (SiO_2) este mineralul de gangă predominant. Apare în moduri diferite de prezentare.

a) Primul mod sub care se prezintă, și care este în același timp cel care predomină, este sub forma unei silice compacte, de culoare cenușie, în tente foarte închise pe alocuri cu o textură slab vacuolară, constituind — de obicei — roca în care este inclusă mineralizația metaliferă.

b) Al doilea mod de prezentare este sub forma unor cristale prismatice de cuarț hidrotermal, transparente incolore sau ușor albicioase, dezvoltate în genere puțin, ce nu depășesc dimensiunile de 5—6 mm și tapisează geodele împreună cu mineralele metalice.

2. *Barita* ($BaSO_4$) a fost întîlnită frecvent ca mineral însoțitor, în breșa nr. 4 de pe fractura II. O întîlnim prezentă în cristale tabulare clivabile, transparente și incolore, de dimensiuni ce variază de la cîțiva mm pînă la 2—3 cm, asociate în genere cu cristale prismatice bine individualizate de enargită, ce le înglobează în masa ei. Acest fapt denotă că barita a precipitat după mineralele din complexul enargitic. Cu ea se încheie faza mezotermală.

3. *Caolinul* este reprezentat prin mai mulți componenți care se disting între ei numai microscopic. Macroscopic, acest mineral prezintă zone cu depozite mari pe mineralele metalice, sub forma unor mase albicioase compacte, pe alocuri cu ușoare tente verzui cu aspect pămîntos. În principiu, acest mineral însoțește fracturile mineralizate ocupînd spațiile libere sub forma unui ciment.

Modul de prezentare ne îndreptățește să-l considerăm ca un produs rezidual.

Considerații genetice.

Cercetările efectuate asupra mineralizației de la Pîrîul lui Avram ne permit să tragem cîteva concluzii asupra genezei.

Mineralizaţia se caracterizează prin prezenţa predominantă a piritei şi a complexului enargitic.

Zăcămintele cuprifere în care apare enargita şi seria ei izomorfă sînt considerate — din punct de vedere genetic — zăcăminte hidrotermale, obişnuit mezotermale.

Referitor la mineralizaţia de la Pîrîul lui Avram, dacă ţinem seamă de natura efuzivă a rocii-gazdă, de fenomenele de transformare ale rocii înconjurătoare (silicifierea — sericitizarea şi caolinizarea), de structura mineralizaţiei, precum şi de compoziţia mineralogică a minereului în care apare enargita, toate aceste condiţii pledează pentru geneza hidrotermală a mineralizaţiei.

Considerăm că mineralizaţia a avut loc în trei etape cu faze de mineralizaţie distincte :

a) În prima etapă, soluţiile hidrotermale cu o temperatură ridicată şi cu o compoziţie chimică caracterizată prin fier şi sulf, au mineralizat fractura nr. 1 şi 2 pe lîngă silicifierea pe benzi în zona lor.

b) În a doua etapă, soluţiile hidrotermale cu o temperatură ceva mai ridicată (circa 300°) şi cu o compoziţie chimică complexă în care se găseşte cuprul, arsenul, stibiul şi sulful şi în cantitate redusă staniul, bismutul, plumbul, zincul, argintul şi germaniul au mineralizat în special fractura nr. 2.

c) În a treia etapă, soluţiile hidrotermale cu o temperatură scăzută şi cu o compoziţie chimică în care predomină fierul, stibiul, plumbul şi sulful s-au depus în zona vechii umpluturi filoniene.

Prima etapă de mineralizare începe cu o caolinizare masivă, urmată de o fază bogată în siliciu, care va continua în tot intervalul formării mineralizaţiei, iar la sfîrşit micile cantităţi vor tapisa geodele.

Cationii care precipită sînt cei de fier depunîndu-se sub formă de pirită şi pirotină.

Etapa a doua de mineralizare se caracterizează printr-un aport masiv de ioni de cupru, arsen şi stibiu care, împreună cu sulful, precipită sub formă de enargită, famatinită, luzonită şi stibioluzonită, înscriind două serii izomorfe Cu_3AsS_4 şi Cu_3SbS_4 care substituie adesea pirita şi pirotina formate mai înainte.

Depunerea mineralelor în această etapă a avut loc printr-o diferenţiere treptată, pe măsură ce temperatura scădea progresiv.

Pe măsură ce cristalizarea continuă, se depun cantităţi mici de ioni de staniu, sub formă de stannină iar bismutul se leagă cu telurul din soluţie şi precipită tetradymitul. Excesul de bismut se leagă de plumb dînd galenobismutina şi restul formează bismutina. În fine începe depunerea zincului sub formă de blendă.

Din ultimele cantităţi de cupru şi arsen rămase în soluţie, se depun în continuare calcopirita şi tennantita, iar surplusul de argint rămas din formarea tennantitei se leagă cu ionul germaniu, precipitînd la sfîrşitul etapei, cînd temperatura era mai scăzută sub formă de argyrodit. Tot spre sfîrşitul etapei, stibiul din soluţie, ne mai avînd cupru disponibil cu care să se lege sub formă de famatinită sau stibioluzonită precipită împreună cu plumbul sub formă de jamesonit. Prima şi a doua etapă de temperatură mai ridicată corespund condiţiilor mezotermale, pentru care pledează o serie de argumente ca : compoziţia mineralogică a minereului reprezentată prin asociaţia specifică grupelor genetice. Din studiul structurii interne a pirotinei (prezentă sub forma modificaţiei cubice) rezultă o temperatură de formare apropiată de 300° care corespunde limitei superioare a condiţiilor mezotermale. Un alt argument concludent este prezenţa stanninei şi a tetradymitului, doi indicatori de temperatură ridicată.

Toate aceste argumente pledează în favoarea unei

Tabela 1

Succesiunea de depunere a mineralelor în mineralizaţia de la Pîrîul lui Avram

Mineralele	Minerale hipogene			Minerale hipergene
	Faza I-a de mineralizare	Faza II-a de mineralizare	Faza III-a de mineralizare	
Covelină				--
Calcozină				—
Stibină II			—	
Marcasit			—	
Pirită II			— –	
Melnicovit			—	
Cuarţ II			—	
Caolin			—–––	
Baritină		––––—		
Jamesonit		—		
Argyrodit		—		
Tennantit		—–		
Calcopirită		—		
Blendă		--		
Bismutină		–		
Galenobismutină		—		
Tetradymit		–		
Stannină		--		
Enargită		—–––––		
Famatinită		—–––––		
Stibioluzonită		—–––––		
Luzonită		—–––––		
Pirotină	–			
Pirită	—–––––			
Cuarţ	—–––––			
Caolin	—–––––			

Ordinea de depunere

temperaturi de formare corespunzătoare zăcămintelor mezotermale. Prezența germaniului nu confirmă geneza mai sus amintită, el reprezintă probabil o ultimă fază de mineralizare în care temperatura este mai scăzută.

Luînd în considerare ansamblul proceselor care au dus la formarea mineralizației cuprifere cercetate, putem afirma că mineralizația de la Pîrîul lui Avram se încadrează în seria zăcămintelor mezo-epitermale.

Analiza mecanismului formării mineralizației

Mineralizația cupriferă de la Pîrîul lui Avram prezintă mare interes din punct de vedere științific, întrucît aparține la o fază hidrotermală tîrzie a ciclului hidrotermal neogen din Munții Metaliferi și cuprinde un complex bogat de minerale foarte diferite, cu care se asociază, în special elemente rare și disperse.

Mineralizația se găsește în roci eruptive aparținînd unei faze tîrzii și anume dacitelor de Cetraș, roci cuprinzînd o magmă hibridă vîscoasă de temperatură nu prea ridicată. Ieșirea dacitelor, creează o cale de slabă rezistență prin partea superioară a scoarței terestre, cale care drenează soluții hidrotermale tîrzii. Probabil prezența magmei care nu a avut timp suficient să se răcească, a menținut soluțiile hidrotermale la o temperatură mezotermală, fiind posibil chiar ca prin ridicarea temperaturii să dea loc la o îmbogățire a lor în metale și elemente rare și disperse.

Caracterul zăcămîntului pare a fi de tipul unui stock de brecie în care soluțiile hidrotermale și corozive au o activitate nu prea intensă. Se remarcă lipsa fenomenelor de propilitizare sau cloritizare, roca suferind direct o fază de argilizare în care domină grupa caolinitului adică acțiunea acidă fără levigare intensă.

Dacitul de Coasta Mare cuprinde, la periferia masivului, un dacit cu piroxeni, biotit și puțin amfiboli, iar în partea centrală, un dacit cu biotit și amfiboli și aproape lipsit de piroxeni. Aceasta se interpretează prin viscozitatea mare a magmei, care a permis cristalizare în zona periferică a fracțiunii uscate, degazeificată, iar în zona centrală, a unei fracțiuni mai umede. Aceste fenomene nu pot avea loc la adîncimi mari, ci în vecinătatea suprafeței. O concluzie nouă prevede că în timpul fazelor de mineralizație, rocile prezentau gradienți de temperatură foarte mari și astfel au dat loc la variații mari ale mineralizației pe verticală.

Pentru ca apa să se mențină lichidă la 300° este necesară o presiune de circa 87 kg/cm² echivalentă cu o coloană de apă de 870 m. Avînd în vedere că apa hidrotermală conține săruri în soluție și suspensoide, iar circulația ei prin canale foarte înguste produce căderi importante de presiune, ea s-a putut menține în stare fluidă și la o adîncime mai mică de la suprafață, adică 400—500 m.

În acest fel, craterul poate să fi fost umplut pînă la înălțimea de 1 000—1 100 m, adică înălțimea actuală a Vîrfului Cetraș.

Lacul sarmațian din regiune pare să fi avut un nivel de 500—600 m față de nivelul actual și deci craterul era ridicat cu 400—500 m față de acest lac.

După activitatea hidrotermală care a produs argilizarea, a urmat faza bogată în siliciu, probabil soluții alcaline cu conținut și de sulfuri.

La nivelul galeriei Livia au avut loc și fenomene slabe de oxidație, căci adesea silicifierea prezintă o nuanță slabă-roșiatică. Prin oxidarea sulfului și trecerea la acid sulfuric, *p*H scade brusc și începe să precipite SiO_2.

Împreună cu siliciul a precipitat și o cantitate de pirită. Întrucît nu au fost constatate alte minerale specifice telurului, iar zona silicifiată în multe puncte are conținuturi de telur, presupunem acest telur legat de pirită ca substituent al sulfului.

Considerăm ca fiind faza I-a de mineralizare complexul activității hidrotermale pînă la apariția mineralelor enargitice.

Dat fiind că fractura urmărită prin direcționala Livia nu poartă mineralizații din faza a II-a, în afară de porțiunea din jurul transversalei, ne obligă să considerăm că silicifierea colmatează cea mai mare parte a canalelor de legătură cu fractura principală.

Soluțiile hidrotermale din faza următoare par să fi pătruns pe un sistem de fisuri transversale și cel mult să fi suferit o detentă de presiune și temperatură în zona fracturii principale. La aceeași concluzie duce și observația că mineralizația din faza a II-a apare brusc și dă loc la depuneri masive și continue a unor minerale specifice complet diferite de cele anterioare.

Într-adevăr, aceste depuneri enargitice corodează puternic pirita depusă anterior.

Soluțiile fazei a II-a sînt lipsite de fier și probabil nu sînt saturate cu sulf, astfel că obțin sulf prin coroziune.

Se ajunge astfel la concluzia unei lipse de continuitate între faza I-a și faza a II-a, soluțiile hidrotermale ale fazei a II-a pătrund în zona de mineralizație prin alte canale, față de cele ale fazei I-a. Schimbarea traseului este probabil în legătură cu un paroxism al mișcării tectonice care le schimbă orientarea. Soluțiile hidrotermale noi pot proveni de pe un traseu pe care au suferit o evoluție diferită, sau, ar mai fi posibil, că ele au produs o remobilizare a unor elemente.

Caracterul principal care deosebește mineralizația fazei a II-a de celelalte din Munții Apuseni este lipsa totală a piritei. Numai către sfîrșitul ei se depune puțină calcopirită. Amintim că mineralizația de domeykit și algodonit de la Intregalde, complet lipsită de sulf și fier, a fost considerată că a urmat un traseu lung pe care s-a oxidat intens și a pierdut fierul și sulful, în același timp ajungînd la o temperatură scăzută. Foarte probabil că mineralizația fazei a II-a nu a remobilizat mineralizații de tipul celei de la Intregalde, ci mai curînd, reprezintă o poziție intermediară a mineralizației pe un traseu lung pe care a pierdut fierul și o parte din sulf.

Foarte probabil că soluțiile fazei a II-a provin din bazinul magmatic în diferențiere ca soluții tîrzii, mai bogate în cupru care în condiții normale depun calcopirita. Pe un traseu lung, aceste soluții au pierdut fierul și parțial sulful și au mobilizat arsenul, stibiul, telurul, bismutul, argintul și germaniul. La această mobilizare a contribuit ridicarea temperaturii din cauza magmelor dacitice de tipul Coasta Mare.

Această ipoteză, privind mecanismul formării fazei a II-a de mineralizație corespunde destul de bine cu celelalte mineralizații cunoscute în regiune.

În ceea ce privește legarea fazei a II-a de faza a III-a hidrotermală, către sfîrșitul fazei a II-a se constată anumite treceri. În unele puncte mineralizația enargitică încetează brusc și cu o față oarecum netedă ce se continuă cu caolinizare, în alte puncte enargita ajunge să formeze cristale idiomorfe centimetrice uneori cu parageneze de tennantit, sau chiar de calcopirită. Ele sînt învăluite în masa caolinoasă în care, ca ultimă parageneză, întîlnim cristale centimetrice de barită.

Faza a III-a începe cu caolinizare, peste care intervine melnicovitul, urmat de pirită masivă și pe alocuri de marcasită. Trecerea între faza a II-a și a III-a poate fi interpretată, de asemenea, ca un efect tectonic care a oprit o sursă de alimentare și a făcut legătura cu alte surse noi, de data aceasta de temperatură mai scăzută.

În unele puncte în care cristalizarea are caracter idiomorf, probabil, noile soluții intervin mai greu și oferă o perioadă de format cristale idiomorfe, iar în altele, trecerea este bruscă de la soluții enargitice de temperatură mezotermală, la soluții cu sulfuri de fier și o cantitate de oxigen pentru formarea acidului sulfuric.

Cristalizarea piritei urmează fazei de gel și se prezintă într-o oarecare pulsație, corespunzînd cristalelor de pirită cu structură zonară.

Noile soluții provin — probabil — din zone mai depărtate ale bazinului magmatic, fiind foarte diluate în alte metale decît fierul și avînd un exces de sulf. Și aceste soluții ar fi reactivate pe traseu din cauza magmelor dacite calde.

Concluzii

Mineralizația de la Pîrîul lui Avram este legată de zone înguste de caolinizare cuprinse în dacitele de tip Cetraș (faza a III-a a magmatismului neogen) o fază de erupții tîrzii, în general mai noi decît mineralizația auriferă din patrulaterul aurifer.

Aceste benzi de caolinizare constituie mai puțin un sistem tectonic și mai curînd par crăpături în legătură cu împingerile maselor magmatice.

Mineralizația din ele nu reprezintă volume mari, interesînd cel mult în ceea ce privește prezența elementelor rare și disperse. Această mineralizație se divide în trei faze fără continuitate între ele.

Din materialele de observație s-au formulat ipoteze asupra mecanismului de punere în loc a mineralizației.

Aceste date pot servi la descifrarea rețelei mineralizațiilor tîrzii din patrulaterul aurifer și la găsirea altor puncte interesante.

Considerăm că cercetarea sistematică a mineralizațiilor tîrzii, poate să furnizeze pe lîngă rezultatele cu caracter economic, date prețioase privind evoluția hidrotermală și să precizeze mecanismul de depunere a mineralizațiilor.

Bibliografie

[1] Edwards, A. B. *Textures of the ore minerals.* Melbourne, 1947.

[2] Ghițulescu, T. P. și Socolescu, M. *Etude géologique et minière des Monts Métallifères.* Ann. Inst. Géol. Roum. XXI, 1941.

[3] Giușcă, D. *Note préliminaire sur la minéralisation des gisements de contact de Băița-Bihor— Mts. Apuseni,* Ac. Rom. Memoriile Secț. științifice. Seria III. Tom XVI, Mem. 16.

[4] Giușcă, D. *La genèse du gisement aurifère de Săcărîmb.* C.R. des Séances, Ac. Sc. de Roum. I, 1936.

[5] Goldschmidt, M. V. *Geochemistry.* Edited by. Al. Muir, Oxford, 1954.

[6] Kurek, N. N. *Izmenennie okolorudnîh porodî i ih poiskovoe znacenie.* Moskva, 1954.

[7] Ramdohr, P. *Die Erzmineralien und ihre Verwachsungen.* Akademie Verlag, Berlin, 1960.

[8] Rankama, K. și Sahama, Th. G. *Geochemistry.* Chicago, 1950.

[9] Schneiderhöhn, H. și Ramdohr, P. *Lehrbuch der Erzmikroskopie.* Berlin, 1931.

[10] Sindeeva, I. D. *Mineraloghiia tipî mestorojdenii i osnovnîe certî gheohimii selena i telura.* Izd. Akad. Nauk S.S.S.R., Moskva, 1959.

[11] Stoici, Sl. *Cercetări geologice și mineralogice asupra minereurilor legate de dacite de tip Cetraș, Coasta Mare — Pîrîul lui Avram.* Manuscris, 1961.

[12] Socolescu, M. și Superceanu, C. *Noi mineralizații cuprifere cu domykit și algodonit în Munții Metalici.* În: Revista Minelor, nr. 10, 1960.

Măsurători de unghiuri de contact executate pentru determinarea eficacităţii unor colectori

Chim. **Doina Dumitrescu** şi ing. **Gh. Pascalide**

Procesul de flotaţie a minereurilor este legat de un ansamblu de fenomene fizico-chimice.

Pentru studiul acestui proces este absolut necesară cunoaşterea fenomenelor superficiale care se produc la suprafeţele de separaţie a fazelor : — solidă (mineralul) ; — lichidă (apa) ; — gazoasă (aerul inclus în spumă).

Una din proprietăţile caracteristice sistemelor cu trei faze (solid-lichid-gaz, solid-lichid-lichid şi lichid-lichid-gaz) este şi unghiul marginal de contact.

Un unghi de contact mic arată o modificare neglijabilă a energiei de suprafaţă.

În flotaţie particula minerală se ataşează la bula de aer (flotează), dacă suprafaţa sa este hidrofobă şi nu flotează, în cazul unor suprafeţe hidrofile. Această concluzie este pusă în evidenţă, considerînd unghiul de contact la limita mineral-apă-aer. În cazul cînd unghiul de contact este egal cu 0, suprafaţa mineralului este complet hidrofilă. Pe măsură ce unghiul de contact creşte ca valoare, hidrofilia suprafeţei minerale scade în favoarea hidrofobiei (flotabilitatea devine posibilă). Un unghi de contact mai mare ca 90° indică o hidrofobie corespunzătoare proceselor de flotaţie. Valorile unghiurilor de contact, pentru condiţiile de flotabilitate optimă, se determină de la caz la caz, în funcţie de natura mineralului şi a reactivilor întrebuinţaţi prin determinări comparative. Ca principiu trebuie reţinut faptul că la încercarea de diverşi reactivi colectori pe acelaşi mineral, rezultatele optime sînt legate de condiţiile în care s-a stabilit unghiul de contact maxim.

Precizia determinărilor unghiurilor de contact este legată de o serie de factori din care amintim :

1 — natura suprafeţei mineralului ;

2 — gradul de îmbătrînire al suprafeţei minerale ;

3 — tensiunea superficială a fazei lichide.

Rugozitatea feţei mineralului influenţează echilibrul unghiului de contact. Fisuri sau şanţuri acţionează ca tuburi capilare. În acest caz se consideră factorul de asperitate (raportul dintre suprafaţa reală şi cea geometrică a picăturii) şi histerezisul udării (fenomenul de frînare al realizării valorii de echilibru al udării).

Suprafeţele solide cu un grad de polizare avansat prezintă unghiuri de contact mai mari decît aceleaşi suprafeţe prelucrate semimat.

Unghiul de contact creşte cu gradul de îmbătrînire al suprafeţei şi de aceea se recomandă păstrarea în medii care prezintă inerţie chimică faţă de constituenţii mineralului.

Tensiunea superficială a fazei lichide (apă + colector) poate influenţa valoarea unghiului de contact ca rezultat al evaporării componentului mai uşor volatil şi absorbţia parţială a acestora de către suprafaţa lichidă.

Metode de determinare a unghiurilor de contact

1. Metoda de măsurare directă a unghiului de contact format prin plasarea unei picături pe suprafaţa plană a unui solid sau prin plasarea liberă a unei bule de aer sub un solid. Imaginea mărită a picăturii sau a bulei se proiectează pe un ecran sau se fotografiază direct. Pe conturul imaginii obţinute se trag tangentele care determină direcţia vectorului γ_{LA} şi cu ajutorul unui raportor obişnuit se măsoară unghiul de contact format.

Această metodă, folosită şi în lucrările noastre, va fi descrisă detaliat, o dată cu aparatul proiectat şi construit în acest scop.

2. O altă metodă de lucru se bazează pe măsurarea directă a înălţimii h a picăturii şi a razei sale r. Unghiul de contact este calculat din formula

$$tg\,\frac{\theta}{2} = \frac{h}{r} \text{ cînd } \theta < 90°.$$

Formula de mai sus este valabilă atunci cînd efectele gravitaţiei pot fi neglijate, în cazul unor sfere de dimensiuni mici.

3. Măsurarea directă a diametrului mediu d *a picăturii cu un volum cunoscut v.* Este necesar însă să se extrapoleze raportul $\frac{d^3}{v}$ pentru $v = 0$, iar valoarea limită pentru unghiul de contact este stabilită prin ecuaţia : $\lim \frac{d^3}{v} = \frac{24\ \mathrm{sn}^3\theta}{\pi(2-3\cos\theta+\cos^3\theta)}$

4. Metoda plăcii înclinate dă posibilitatea să se stabilească rezultate exacte şi uşor reproductibile cu dezavantajul că necesită suprafeţe solide mari şi uniforme. Ea se bazează pe rotirea suprafeţei minerale parţial introdusă în soluţie, astfel încît suprafaţa lichidului să nu prezinte deformaţii. O variantă a acestei metode foloseşte un cilindru pe care-l scufundă mai mult sau mai puţin în soluţie, astfel încît şi în acest caz lichidul de la suprafaţă să nu prezinte deformaţii. În primul caz, unghiul de contact este citit direct (înclinarea su-

prafeței mineralului față de suprafața orizontală a lichidului), iar în al doilea caz, unghiul este calculat din formula : $\cos \theta = \frac{2h}{d} - 1$, unde h este distanța de la fundul cilindrului la suprafața lichidului, iar d este diametrul cilindrului.

5. În cazul unor pulberi de minerale fin divizate : s-a preconizat o metodă convenabilă bazată pe plasarea pulberei într-un capilar. Unghiul de contact este calculat în baza formulei $R = \frac{r}{\cos \theta}$, R fiind raza de curbură a meniscului cu secțiunea sferică, format prin deplasarea succesivă a aerului sau a unui lichid cu un alt lichid care nu udă particulele plasate în tubul capilar.

Metoda de măsurare directă a unghiului de contact

Aplicarea acestei metode, în cazul lucrărilor efectuate, a fost condiționată de proiectarea și construcția unui aparat corespunzător.

Aparatul (fig. 1 și 2) se compune din următoarele părți principale :

1. Suportul orizontal pe care sînt montate mantaua termică și cuva pentru determinări, suportul probei, sursa de lumină și dispozitivul foto cu microscopul.

2. Suportul vertical la care s-au montat : suportul electrozilor, *p*H-metrului, dispozitivele de deplasare a tubului de bule pe orizontală și verticală și dispozitivul de degajare a bulelor.

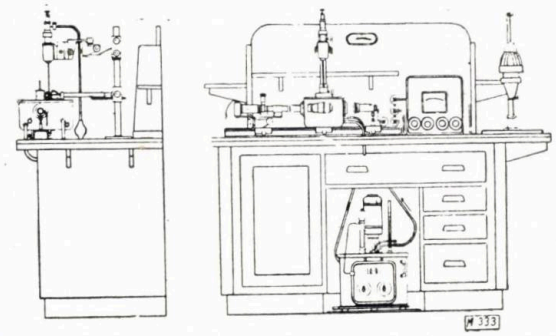


Fig. 1. Aparat pentru determinarea unghiului de contact (ansamblu).

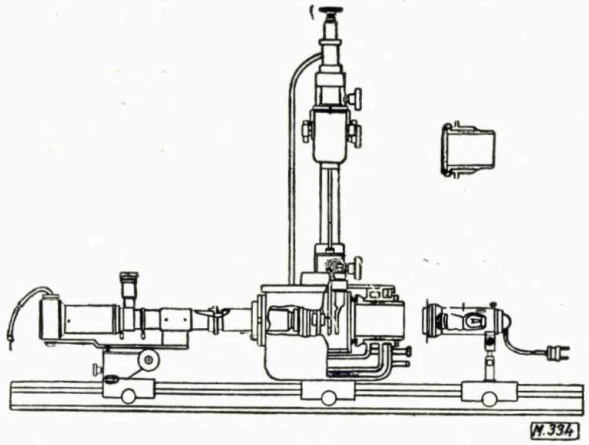


Fig. 2. Aparat pentru determinarea unghiului de contact.

3. Accesorii : *p*H-metrul, ultratermostatul Wobser U_8, transformatorul de 6 V.

Dintre detaliile de construcție ale acestui aparat precizăm :

1. Mantaua termică este astfel construită încît să asigure circularea apei termostatate dintr-o cămașă exterioară în vasul în care este scufundată cuva pentru determinări.

2. Cuva pentru determinări este confecționată din sticlă Yena, groasă de 5 mm, cu o capacitate de 500 ml. Laturile cuvei sînt optic plane la 3 franjuri de interferență. Degajările practicate în mantaua termică pentru sursa de lumină și tubul microscopic, sînt etanșate prin garnituri de cauciuc inelare, presate pe suprafața cuvei.

3. Dispozitivul de emitere a bulelor reprezintă o cuvă metalică prevăzută cu un robinet de reglare fină, care închide — prin contact inelar, metal pe metal — ștuțul de ieșire a aerului, la care se racordează tubul capilar în formă de *L*. Lungimea tubului capilar este de 160 mm și are un diametru de 0,01 mm, fiind tras dintr-un capilar care inițial a avut dimensiunile : diametrul ext. = 7 mm și diametrul int. = 0,5 mm.

4. Portul probei de mineral este format dintr-o placă metalică în formă de *T* cu șuruburi de nivelare la cele trei extremități și o bulă de nivel pentru controlul orizontalității. La această placă este fixat un suport de sticlă în formă de cîrjă cu două brațe la partea inferioară. Brațele sînt astfel îndoite încît să formeze cu axul suportului un unghi de 90°. Fixarea suportului de sticlă la placa metalică în formă de *T* s-a realizat în condițiile unui paralelism controlat — cu două bule de nivel — între axul plăcii și brațele de sprijin ale probei de mineral. Întreg dispozitivul se sprijină pe mantaua termică.

5. Dispozitivul foto cu microscopul este compus dintr-un aparat foto, tip Contax *D*, la care s-a adaptat o prismă pentru vizare. Microscopul, care înlocuiește obiectivul aparatului, are un obiectiv cu grosisment 2 x și un ocular cu grosisment 10 x.

Focalizarea microscopului este ajutată de un dispozitiv de mișcare care se montează pe suportul orizontal.

Față de celelalte metode, măsurarea directă a unghiului marginal este legată de o serie de avantaje :

— posibilitatea efectuării determinărilor în condiții riguros controlate de *p*H și temperatură ;

— emiterea bulelor de aer cu dimensiuni variabile și reproducerea acestora la dimensiunea convenabil aleasă.

Modul de lucru

Lucrările pentru determinarea unghiurilor marginale includ cîteva operații, a căror efectuare în condiții corespunzătoare, condiționează exactitatea rezultatelor.

Pregătirea probei. Fragmentele de minerale trebuie astfel alese încît să fie pure şi să prezinte suprafeţe suficient de mari (minimum 1 cm^2), lipsite de fisuri şi asperităţi după şlefuire. Şlefuirea s-a efectuat cu materiale abrazive şi textile obişnuite, care au permis obţinerea unor feţe corespunzătoare. În literatură sînt indicaţi abrazivii Cristalon 2 F, Cristalon 600, alumină levigată, oxid de crom etc. După şlefuire probele pregătite se păstrează sub apă distilată pînă la utilizare.

Proba pentru puritatea şi hidrofilia suprafeţei minerale. Proba de mineral este introdusă în cuva de sticlă a aparatului în care se găseşte apă distilată. Se termostatează şi apoi se pune la punct sistemul optic. Se emite o bulă de aer pe faţa pregătită a mineralului şi se fotografiază. Dacă suprafaţa a fost bine pregătită ea devine hidrofilă, bula de aer va fi sferică, unghiul de contact $\theta = 0$.

Figurile 3 şi 4, realizate pe probe de pirită şi calcopirită, hidrofile după şlefuire, pun în evidenţă cele de mai sus.

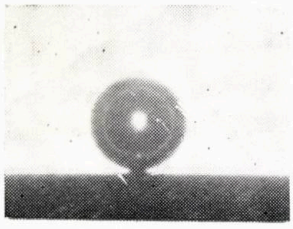


Fig. 3. Pirita.

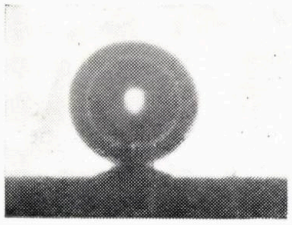


Fig. 4. Calcopirita.

După efectuarea probelor de puritate şi hidrofilie, determinările pe probele de mineral se efectuează în condiţiile respectării următorilor factori :

— bula de aer se emite de la o distanţă de 2—3 mm, astfel încît aceasta să aibă un diametru de maximum 0,4—0,5 mm ;

— bula de aer se plasează la o distanţă cît mai mică de muchia mineralului, pentru a se limita pe această cale fenomenul de reflexie, controlul plasării bulei pe suprafaţa mineralului s-a efectuat cu o oglindă plasată la baza cuvei ;

— determinarea propriu-zisă (fotografierea) se face numai după o termostatare bine controlată, atît a soluţiei de colector, cît şi a probei de mineral.

După asigurarea condiţiilor de mai sus, măsurătorile se fac la intervale egale de timp, pe aceeaşi bulă de aer. Iluminarea este asigurată de un fascicol de raze paralele cu faţa mineralului.

Timpul în care se stabileşte echilibrul (lucrul de adeziune şi energia liberă de la suprafaţa activă a mineralului ating valori minime) este valabil de la un caz la altul funcţie de natura mineralului şi colectorului, de concentraţia colectorului, de *p*H şi temperatură.

În figura 5 se observă aspectul bulei după stabilirea echilibrului (bula este intersectată de suprafaţa mineralului), iar în figura 6 aceeaşi bulă în echilibru metastabil, cînd un unghi de contact foarte mic, arată o schimbare neglijabilă în energia de suprafaţă.

Pentru calculul unghiului de contact s-a folosit formula :

$$\sin \theta = \frac{C}{D}$$

unde :

C reprezintă lungimea coardei ;
D — diametrul bulei.

Rezultate

Cercetările efectuate prin aplicarea metodei de măsurare directă a unghiului de contact cu ajutorul aparatului descris mai sus, au avut ca scop — în primul rînd — verificarea exactităţii măsurării unghiului de contact a parafinei pure anhidre şi ulterior verificarea comparativă a eficacităţii seriei homologe C_2—C_5 de xantaţi de sodiu pe diferite probe de mineral.

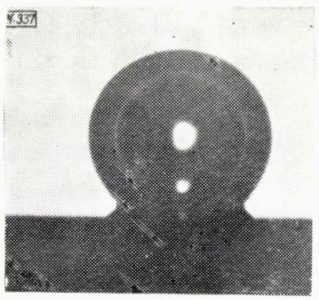


Fig. 5. O bulă de aer în echilibru.

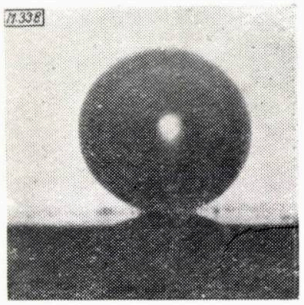


Fig. 6. O bulă de aer în echilibru nestabil.

a. Unghiul de contact al parafinei a fost determinat pe o faţă a unui paralelipiped şi s-a găsit pentru parafina pură anhidră valoarea $\theta = 105°38'$ la 18°C (medie a şase determinări). În literatura de specialitate pentru parafină este indicat unghiul de contact $\theta = 105°$. Figurile 7 şi 8 reprezintă imaginile bulei la suprafaţa parafinei.

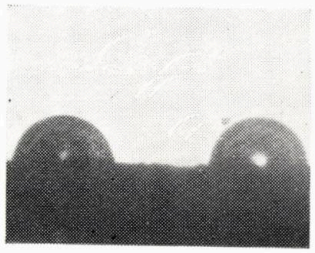


Fig. 7. $\theta = 103°$; $\theta = 105°50'$.

Fig. 8. $\theta = 104°20'$.

b. Pentru determinările pe minerale s-au folosit probe de pirită, calcopirită, galenă şi blendă. Colectorii utilizaţi (xantaţi de etil, -butil, -izoamil şi -fuzel) s-au trecut în soluţii apoase cu următoarele concentraţii : 25, 35, 50 şi 60 mg/l. Corectarea *p*H-ului s-a făcut cu o soluţie de carbonat de calciu 20% sau cu acid sulfuric 1 n.

1. Rezultatele determinărilor realizate pe blendă sînt cuprinse în tabela 1.

Tabela 1

Unghiuri marginale — blendă.

Colector	Concentrație, mg/l	pH	t °C	Timp, min	θ	Observații
Soluție :						
Na-etil-xantat	20	9	30	50	34°30′	θ = media a 21 determinări
Na-etil-xantat	30	9	30	50	35°27′	θ = media a 21 determinări
Na-etil-xantat	50	9	30	50	39°31′	θ = media a 12 determinări
Soluție :						
Na-butil-xantat	20	9	30	50	38°11′	θ = media a 12 determinări
Na-butil-xantat	30	9	30	45	40°5′	θ = media a 18 determinări
Na-butil-xantat	50	9	30	50	40°10′	θ = media a 12 determinări
Soluție :						
Na-izoamil-xantat	25	9	30	35	54°56′	θ = media a 12 determinări
Na-izoamil-xantat	35	9	30	35	56°5′	θ = media a 8 determinări
Na-izoamil-xantat	50	9	30	40	58°19′	θ = media a 9 determinări
Soluție :						
Na-fuzel-xantat	25	9	30	35	62°12′	θ = media a 6 determinări
Na-fuzel-xantat	35	9	30	35	68°1′	θ = media a 14 determinări
Na-fuzel-xantat	50	9	30	35	69°55′	θ = media a 28 determinări

Imaginile bulelor în cazul utilizării etil-xantat de sodiu la o concentrație de 30 mg/l, $pH = 9$ și $t = 30°C$ sînt redate în figurile: 9, 10, 11, 12, 13, 14 și 15.

Din tabela 1 rezultă că în cazul blendei, unghiul de contact crește cu seria homoloagă, realizînd valori maxime, $\theta = 69°55'$, în cazul fuzel-xantat de sodiu la o concentrație de 50 mg/l.

2. În cazul galenei rezultatele sînt cuprinse în tabela 2.

Din tabela 2 rezultă că în cazul galenei unghiul de contact crește de la etil-xantat la butil-xantat, realizînd valori mai mici în cadrul izoamil-xantat de sodiu. În cazul fuzel-xantat de sodiu valorile unghiului de contact se apropie de cele obținute cu butil-xantat de sodiu. Din încercările efectuate

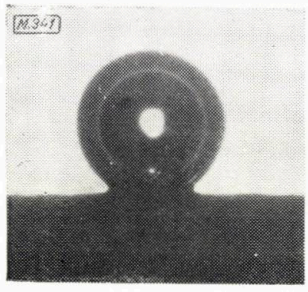


Fig. 9. $\theta = 35°25'$.

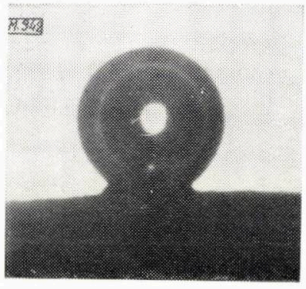


Fig. 10. $\theta = 35°25'$.

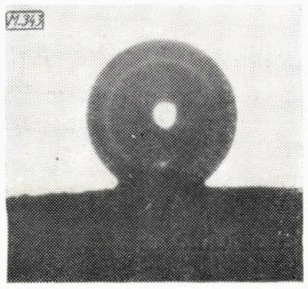


Fig. 11. $\theta = 36°10'$.

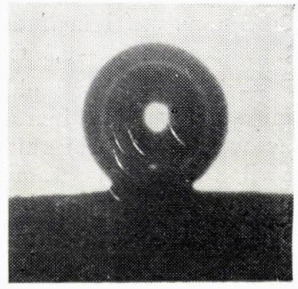


Fig. 12. $\theta = 33°45'$.

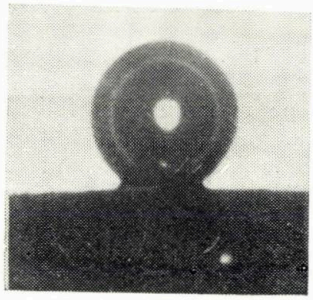


Fig. 13. $\theta = 35°55'$

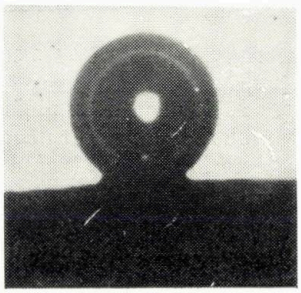


Fig. 14. $\theta = 35°45'$.

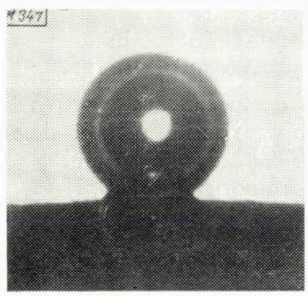


Fig. 15. $\theta = 35°25'$.

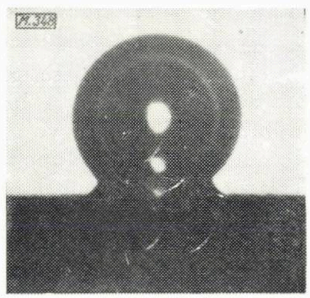


Fig. 16. $\theta = 45°10'$.

Tabela 2

Unghiuri marginale — galenă

Colector	Concentrație, mg/l	pH	t °C	Timp, min	θ	Observații
Soluție :						
Na-etil-xantat	25	7,5	18	30	45°42′	θ = media a 13 determinări
Na-etil-xantat	35	7,5	18	30	52°38′	θ = media a 12 determinări
Na-etil-xantat	50	7,5	18	30	49°24′	θ = media a 12 determinări
Soluție :						
Na-butil-xantat	25	7,5	18	45	69°7′	θ = media a 14 determinări
Na-butil-xantat	35	7,5	18	45	68°5′	θ = media a 15 determinări
Na-butil-xantat	50	7,5	18	45	68°5′	θ = media a 13 determinări
Soluție :						
Na-izoamil xantat	25	7,5	18	35	59°16′	θ = media a 10 determinări
Na-izoamil-xantat	35	7,5	18	35	55°47′	θ = media a 12 determinări
Na-izoamil-xantat	50	7,5	18	30	57°12′	θ = media a 25 determinări
Soluție :						
Na-fuzel-xantat	25	7,5	18	35	63°41′	θ = media a 7 determinări
Na-fuzel-xantat	35	7,5	18	35	71°38′	θ = media a 7 determinări
Na-fuzel-xantat	50	7,5	18	35	75°55′	θ = media a 14 determinări

Imaginile bulelor în cazul utilizării etil-xantatului de sodiu la o concentrație de 25 mg/l, $pH = 7,5$ și $t = 18°C$ sînt redate în figurile 16, 17, 18, 19, 20 și 21.

Fig. 17. θ = 46°.

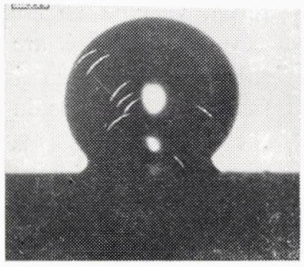


Fig. 18. θ = 46°11′.

Fig. 19. θ = 45°50′.

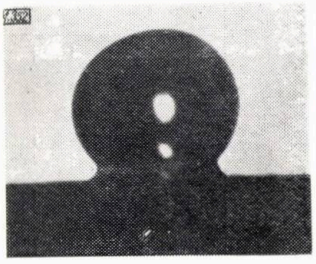


Fig. 20. θ = 47°.

pe galenă rezultă observația că nu în toate cazurile eficacitatea colectorilor crește cu termenii seriei homoloage. Variația unghiului de contact în funcție de temperatură este redată în figura 22, observîndu-se o creștere a unghiului de contact cu temperatura.

3. Tabela 3 cuprinde rezultatele determinărilor efectuate pe pirită.

Din aceste determinări rezultă o capacitate de colectare superioară pentru fuzel-xantat de sodiu la o concentrație de 35 mg/l, cînd θ = 76°,44′. Valoarea unghiului marginal, deci și eficacitatea de colectare, scade o dată cu creșterea concentrației colectorului (θ=76°44′ pentru 35 mg/l și θ=73°43′

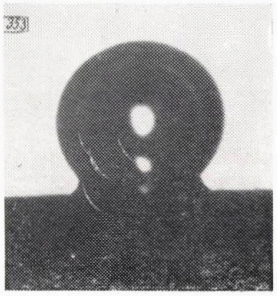


Fig. 21. θ = 45°20′.

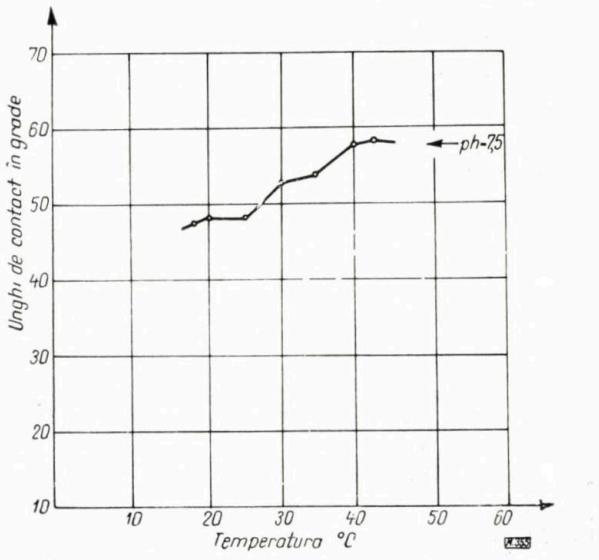


Fig. 22. Variația unghiului de contact în funcție de temperatură pentru activarea galenei cu etil-xantat de sodiu la pH = 7,5 și t = 18°C.

Tabela 3

Unghiuri marginale — pirită

Colector	Concentrație, mg/l	pH	t °C	Timp, min	θ	Observații
Soluție :						
Na-etil-xantat	25	5,5	18	40	52°27′	θ = media a 19 determinări
Na-etil-xantat	45	5,5	18	45	40°25′	θ = media a 20 determinări
Na-etil-xantat	65	5,5	18	35	47°58′	θ = media a 16 determinări
Soluție :						
butil-xantat	25	5,5	18	40	42°24′	θ = media a 14 determinări
butil-xantat	45	5,5	18	40	40°16′	θ = media a 12 determinări
butil-xantat	65	5,5	18	40	47°31′	θ = media a 15 determinări
Soluție :						
izoamil-xantat	35	5,5	18	40	35°38′	θ = media a 8 determinări
izoamil-xantat	45	5,5	18	40	45°16′	θ = media a 9 determinări
izoamil-xantat	60	5,5	18	40	44°16′	θ = media a 8 determinări
Soluție :						
fuzel-xantat	35	5,5	18	45	76°44′	θ = media a 9 determinări
fuzel-xantat	45	5,5	18	35	71°25′	θ = media a 8 determinări
fuzel-xantat	60	5,5	18	35	73°43′	θ = media a 12 determinări

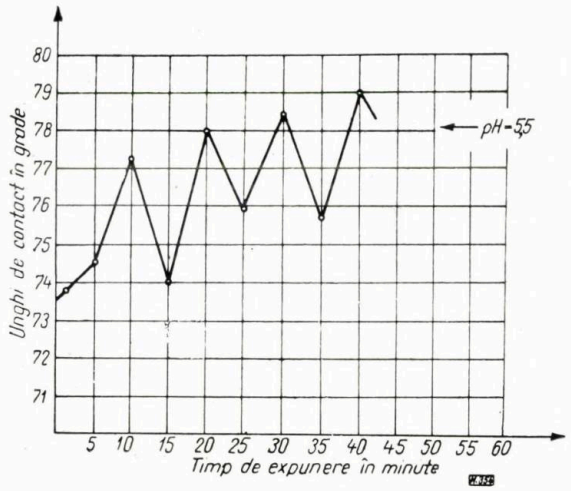


Fig. 23. Variația lui θ față de timpul de expunere al bulei, determinare executată cu soluție de natriu-fuzel-xantat 35 mg/l, pentru pirită.

pentru 60 mg/l). Întrucît în cazul piritei intervin reacții de oxidare și reducere a ionilor feroși și ferici, variația unghiului θ în funcție de timpul de expunere al bulei, are aspectul curbei din figura 23.

Determinările au fost efectuate cu o soluție de fuzel-xantat de sodiu în concentrație de 35 mg/l.

Figurile 24, 25, 26, 27, 28, 29, 30, 31 și 32 reprezintă imaginile bulelor pe pirită. Colectorul utilizat a fost fuzel-xantat de sodiu 35 mg/l, pH=5,6, t = 18°C.

4. În tabela 4 sînt redate rezultatele determinărilor realizate pe calcopirită.

Din tabelă se observă că valoarea unghiului marginal crește de la etil-xantat de sodiu la butil-xantat de sodiu, scade pentru izoamil-xantat de sodiu, realizîndu-se valoarea maximă θ = 76°21′ cu fuzel-xantat de sodiu la o concentrație de 25 mg/l, pH = 7,5 și t = 18°C.

Figurile 33, 34, 35, 36, 37, 38 și 39 reprezintă imaginile bulelor pe calcopirită în cazul fuzel-xantat de sodiu (25 mg/l, pH = 7,5, t = 18°C).

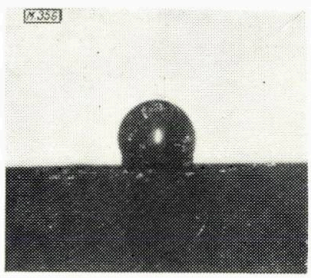


Fig. 24. θ = 73°50′.

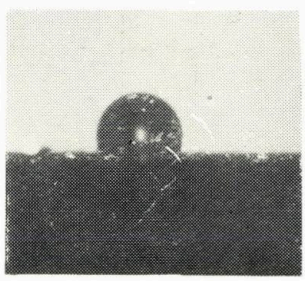


Fig. 25. θ = 74°50′.

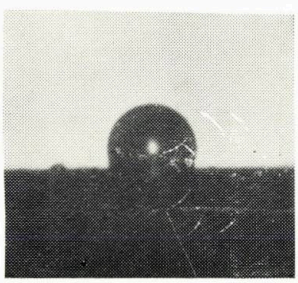


Fig. 26. θ = 77°10′.

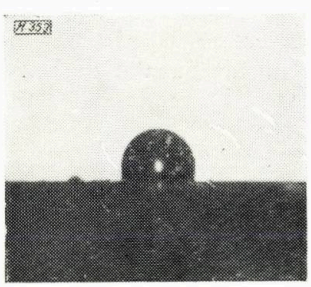


Fig. 27. θ = 74°.

Tabela 4

Unghiuri marginale — calcopirită

Colector	Concentrație, mg/l	pH	t°C	Timp, min	θ	Observații
Soluție :						
Na-etil-xantat	25	7,5	18	50	53°53′	θ = media a 18 determinări
Na-etil-xantat	35	7,5	18	35	53°26′	θ = media a 16 determinări
Na-etil-xantat	50	7,5	18	35	49°41′	θ = media a 13 determinări
Soluție :						
Na-butil-xantat	25	7,5	18	45	60°44′	θ = media a 10 determinări
Na-butil-xantat	35	7,5	18	35	70°35′	θ = media a 11 determinări
Na-butil-xantat	50	7,5	18	35	68°34′	θ = media a 12 determinări
Soluție :						
Na-izoamil-xantat	25	7,5	18	35	59°28′	θ = media a 8 determinări
Na-izoamil-xantat	35	7,5	18	35	56°20′	θ = media a 12 determinări
Na-izoamil-xantat	50	7,5	18	35	60°25′	θ = media a 12 determinări
Soluție :						
Na-fuzel-xantat	25	7,5	18	35	76°21′	θ = media a 7 determinări
Na-fuzel-xantat	35	7,5	18	35	67°66′	θ = media a 15 determinări
Na-fuzel-xantat	50	7,5	18	60	72°10′	θ = media a 16 determinări

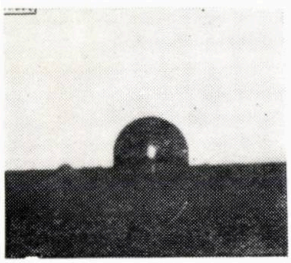


Fig. 28. θ = 78°.

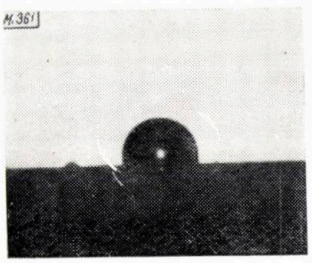


Fig. 29. θ = 76°55′.

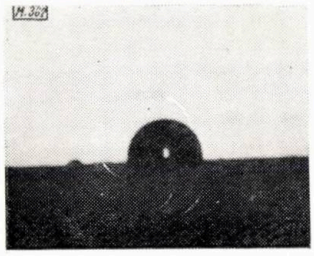


Fig. 30. θ = 78°20′.

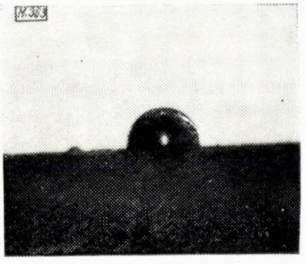


Fig. 31. θ = 75°55′.

Fig. 32. θ = 79°.

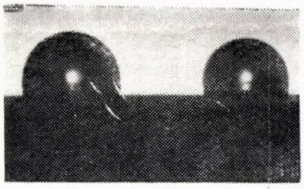


Fig. 33. θ = 77° ; θ = 76°5′.

Fig. 34. θ = 74°5′ ; θ = 76°5′.

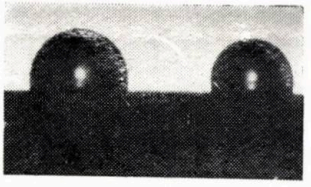


Fig. 35. θ = 77°5′ ; θ = 73°.

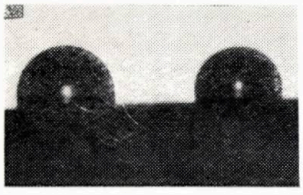


Fig. 36. θ = 77°10′ ; θ = 76°10′.

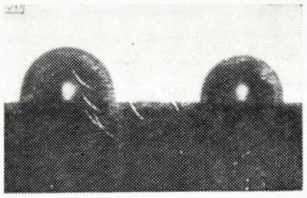


Fig. 37. 77° ; θ = 76°.

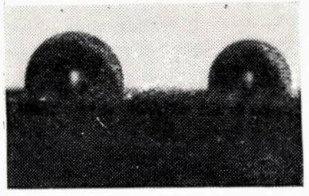


Fig. 38. θ = 74°15′ ; θ = 76°.

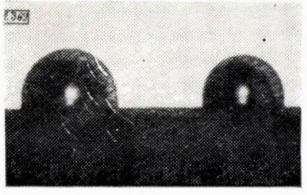


Fig. 39. θ = 77° ; θ = 76°.

Concluzii

Determinările unghiurilor marginale, deși au fost legate de dificultățile construirii unui aparat adecvat, implică o serie de avantaje din care precizăm :

— Posibilitatea de a se selecționa dintr-o gamă largă de reactivi, tipul colectorului și concentrația la care eficacitatea acestuia este maximă.

— Eficacitatea în flotație a xantaților crește cu greutatea moleculară a acestora. Această observație

nu reprezintă o regulă generală, întrucît aşa cum s-a arătat în cazul galenei, butil-xantatul de sodiu este superior izoamil-xantatului de sodiu.

— Angajarea unor cantităţi mai mari de colectori duc uneori la rezultate inferioare celor stabilite prin folosirea cantităţilor optime. În cazul piritei creşterea concentraţiei în xantat a soluţiei utilizate. pune în evidenţă un unghi de contact mai mic.

— Creşterea temperaturii poate favoriza mărirea eficacităţii colectorului, aşa cum s-a arătat în cazul galenei.

Rezultatele stabilite, deşi au valoare informativă, pot fi considerate ca suficient de orientative, mai ales în problemele noi de cercetare.

Bibliografie

[1] Donald, W. Mc. Ghashan şi Kenneth N. Mc Leod. Min. Eng. *3*, nr. 3, 1956, p. 310.
[2] Adamson, Arthur W. *Physical chemistry of surface.* Interscience Publishers. New-York, 1960, p. 362.
[3] Bikerman, J. J. *Surface Chemistry, Theory and Applications,* Ed. II, New-York, 1958.
[4] Bikermann J. J. *Surface chemistry for Industrial Research.* New-York, 1958.
[5] Polkin, S. I. *Prepararea minereurilor.* Editura tehnică, Bucureşti, 1956.
[6] Rehbinder, P. *Kolloid Zeitschrift,* **65**, 1923, p. 268.
[7] Nutt, J. E. Mc. şi Andes, G. M. *L. chem. physics,* **30**, nr. 5, 1955.
[8] Brady, G. A. şi Gauger, A. W. *Ind. Eng. chem.* **32**, nr. 12, 1940, p. 1599.
[9] Taggart, A. F. *Handbook of Mineral Dressing* New-York, 1950.

J62 55/66
LEFORDITVA

Cercetările întreprinse pentru stabilirea reţetei de fabricaţie a explozivilor termorezistenţi şi rezultatele obţinute în experimentarea acestora în minele cu temperaturi ridicate

Ing. I. Focşa, ing. S. Tat şi tehn. D. Fuiorea

Studierea materialelor explozive termorezistente s-a impus prin necesitatea rezolvării puşcării în mediul cu temperaturi ridicate. În aceste condiţii depilarea cu ajutorul explozivilor obişnuiţi devine periculoasă semnalîndu-se deflagrări sau chiar detonaţii premature ale încărcăturilor de explozivi.

★

Institutul de cercetări miniere — Petroşani, prin Staţia de cercetări pentru securitate minieră, a studiat, în cursul anului 1962, temperaturile de amorsare a produselor fabricate de M.I.P.C.

Încercările de termorezistenţă s-au efectuat urmărindu-se comportarea explozivului la temperaturi ridicate. Încercările s-au efectuat în modul următor :

a) într-un spaţiu deschis introducîndu-se explozivul în cantitate de 100 g, direct în canalul longitudinal al unui mortier termic ;

b) într-un spaţiu închis introducîndu-se explozivul (50 g) în prealabil într-o carcasă metalică care apoi era introdusă în mortierul termic.

Prin probele de mai sus s-au putut determina :

— temperatura de detonaţie a explozivului ;

— comportarea în timp a materialelor explozive la temperaturi diferite.

Pentru verificarea datelor obţinute s-a determinat şi temperatura de decrepitaţie a materialelor explozive.

În urma încercărilor efectuate cu explozivii existenţi rezultă următoarele :

1. Descompunerea dinamitei începe la 150°C, reacţia transformîndu-se în detonaţie la 160°C. Există însă posibilitatea unei transformări explozive la temperaturi mult mai reduse în cazul menţinerii dinamitei la temperatură constantă un timp mai îndelungat. Astfel, dinamita menţinută la 100°C timp de 3 ore detonează.

2. Descompunerea astralitei începe la 147°C, reacţia transformîndu-se în detonaţie la 155°C ; însă la o durată de încălzire de 2 ore, menţinînd temperatura constantă de 100°C, astralita se descompune.

În scopul rezolvării favorabile a puşcării în masive fierbinţi în afară de sarcinile prevăzute în plan un grup de cercetători au studiat şi elaborat un nou exploziv cu proprietăţi termorezistente.

Acest exploziv, fiind supus încercărilor de laborator, prezintă următoarele rezistenţe termice :

a) Temperatura de explozie determinată la mortierul termic.

b) Temperatura de decrepitaţie :

— încercarea I, 203°C ;

— încercarea II, 195°C.

Tabela 1

Nr. crt.	Cantitatea, g	Temperatura max., °C: Apare fum	Arde	Detonează	Temperatura constantă, °C	Durata de încălzire, h	Observaţii
1	100	190	203	—	—	—	spaţiu deschis
2	100	200	205	—	—	—	spaţiu deschis
3	100	192	195	—	—	—	spaţiu deschis
4	50	210	227	—	—	—	în carcasă
5	50	205	210	—	—	—	în carcasă
6	50	205	—	210	—	—	în carcasă
7	50	—	180	—	180	50′	în carcasă
8	50	—	180	—	180	45′	în carcasă
9	50	—	—	180	180	45′	în carcasă
10	50	—	—	180	180	30′	în carcasă
11	50	—	—	—	150	2 h 45′	nu arde şi nu detonează *
12	50	—	—	—	150	5 h 40′	în carcasă
13	50	—	—	—	150	6 h 15′	în carcasă
14	50	—	—	—	150	13 h 13′	în carcasă
15	50	—	—	—	150	23 h 40′	în carcasă
16	50	—	—	—	150	46 h 30′	în carcasă
17	50	—	—	—	150	72 h 00′	în carcasă

* Se menţionează că la temperatura de 150 °C explozivul îşi păstrează proprietăţile explozive chiar după ce este păstrat timp de 72 ore. Ridicîndu-se temperatura el arde sau detonează la temperaturi cuprinse între 185 şi 215 °C.

Pe baza rezultatelor obţinute s-a obţinut diagrama variaţiei în timp a rezistenţei termice (fig. 1).

Domeniul de siguranţă recomandat — de 110°C în timp maxim de 24 ore — posedă un coeficient de siguranţă suficient pentru prevenirea accidentelor umane şi tehnice la executarea lucrărilor de puşcare în masive fierbinţi.

Explozivul termorezistent cu compoziţia redată, pentru a fi cuprins în nomenclatorul de produse explozive actuale, a fost denumit provizoriu astralita R tip I, şi pentru faptul că la depozitarea, manipularea şi la executarea lucrărilor de puşcare se vor respecta aceleaşi norme de tehnica securităţii ca şi în cazul astralitei obişnuite.

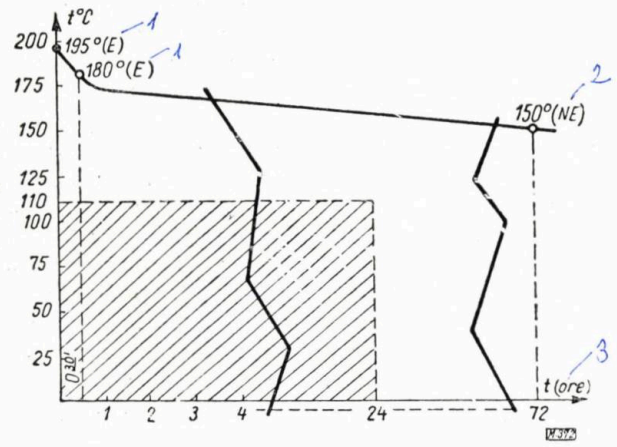


Fig. 1. Variaţia în timp a rezistenţei la temperatură a astralitei R tip I.

Explozivul astralita R tip I, comparativ cu explozivii ordinari de fabricaţie indigenă şi explozivii termorezistenţi importaţi din străinătate în scopul

Tabela 2

Caracteristicile explozivilor ordinari de fabricaţie indigenă şi explozivi termorezistenţi importaţi din străinătate, faţă de explozivul propus — astralită

Nr. crt.	Denumirea explozivului	Fabricat	Capacitatea de lucru, cm³	Gaze de explozie CO conv. l/kg	Temp. min. inst., °C	Rezistenţa termică în timp — h — minimă: la 180°	la 160°	la 150°	la 130°	la 120°	la 110°	la 100°	Domeniul de util. recomand.: Temp. maximă °C	durata maximă ore
1	Astralită R tip I	RPR	355,2	13,41	195 (E)	0 h 30′ (E)	—	72 h (NE)	—	—	—	—	110	24
2	Dinamită	RPR	400	65	160 (E)	—	—	—	—	—	—	3 h (E)	50	2
3	Astralită ord.	RPR	350	19,02	155 (E)	—	—	—	—	—	—	2 h (D)	50	2
4	Donarit I	RDG	313,3	59,3	197 (A)	—	—	0 h 40′ (E)	1 h 05′(E)	24 h (NE)	—	—	90	24
5	Donarit I gelatinos	RDG	349,7	42,62	192 (A)	—	—	0 h 45′ (E)	48 h (NE)	—	—	—	90	24
6	Perunal A 35	RSC	287	55,14	172 (A)	—	—	—	0 h 30′(E)	—	3 h 45′(E)	—	70	2
7	Permonal A 16	RSC	276	46,13	235 (A)	0 h 45′(E)	23 h 50′(A)	41 h 40′ (NE)	—	—	—	—	110	24

Observaţii: E — explodează; NE — nu explodează; A — arde; D — se descompune

efectuării lucrărilor de puşcare în masive fierbinţi, prezintă următoarele avantaje :

1. Explozivul R tip I, în afară de faptul că prezintă o rezistenţă termică superioară actualilor explozivi din ţară cît şi a celor importaţi din străinătate, posedă o capacitate de lucru corespunzătoare.

2. Din punct de vedere economic utilizarea acestui exploziv în subteran, în locul explozivilor termorezistenţi importaţi din străinătate, este mult mai convenabilă — explozivul fiind mai ieftin faţă de explozivii donarit I, donarit I gelatinos, perunal A 35 şi permonal A 16.

3. Faţă de explozivii ordinari de fabricaţie indigenă şi explozivii termorezistenţi importaţi din străinătate, astralita R tip I prezintă o rezistenţă termică egală sau mult superioară.

4. Explozivul astralita R tip I posedă o capacitate de lucru net superioară explozivilor termorezistenţi din străinătate şi egală cu astralita ordinară de fabricaţie indigenă care însă nu posedă calităţi termorezistente.

5. Prin executarea lucrărilor de puşcare cu astralita R tip I aerajul locurilor de muncă este simţitor îmbunătăţit întrucît cantitatea de gaze toxice în CO convenţional este mai redusă decît în cazul lucrărilor de puşcare cu explozivi ordinari indigeni sau străini termorezistenţi.

Rezultatele obţinute la lucrările de puşcare în lucrările sus-menţionate au întărit faptul că parametrii explozivului R tip I determinaţi în fază de laborator corespund întru totul activităţilor de producţie în subteran reuşindu-se chiar în prima fază îmbunătăţirea randamentului la executarea operaţiilor de puşcare cu un consum specific de exploziv redus cu circa 10%.

Gf. 3129/64

Despre practica injectărilor cu bentonite în construcţii miniere. Impermeabilizarea executată la Tazlău

Ing. R. Amărăscu şi ing. V. Dima

În lucrările de impermeabilizare a construcţiilor subterane din ultimul deceniu, executate în diferite ţări, bentonita se impune din ce în ce mai mult, ca un nou şi eficace material de hidroizolare. Injectată în foraje, în vederea realizării unor ecrane etanşe în jurul construcţiei subterane sau aplicată ca „perdele protectoare" după diverse metode (Icos-Veder, Lampl-Illei, Cronese etc.), bentonita este mult utilizată în hidroizolarea tunelelor, a metrourilor, a barajelor etc. În cazul specific al protecţiei lucrărilor miniere (galerii, puţuri), contra infiltraţiilor de ape, metoda cea mai frecventă constă în injectări executate din interiorul construcţiei miniere, cu realizarea unui înveliş protector şi impermeabil în exteriorul construcţiei, simultan cu umplerea fisurilor şi golurilor din zona perimetrului injectat.

Bentonitele, reprezentînd din punct de vedere mineralogic agregate de gradul III cu un conţinut de montmorillonit [$Al_2\ Si_4O_{10}\ (OH)_2\ n\ H_2O$], prezintă o serie de proprietăţi fizico-chimice şi coloidale care le conferă proprietăţi de hidroizolare superioare cimentului, argilelor şi uneori chiar şi substanţelor bituminoase. Aceste proprietăţi sînt condiţionate, într-o oarecare măsură, de conţinutul de montmorillonit al bentonitelor, de modulul lor caracteristic $\left(\text{raportul } \frac{Al_2O_3}{SiO_2}\right)$, precum şi de compoziţia lor chimică, betonitele sodice (cu conţinut de Na') avînd o comportare superioare celor calcice (cu conţinut de Ca"). Cel mai important factor în determinarea proprietăţilor bentonitelor o are însă structura lor specifică, o structură criptocristalină, complicată şi pînă în prezent insuficient de cunoscută. Datorită dimensiunilor lor granulometrice foarte fine şi proprietăţilor lor coloidale, bentonitele pot pătrunde şi pot umple fisuri cu amplitudini sub 0,1 mm şi terenuri cu coeficienţi de filtrare mai mici de 10^{-1} cm/s. Proprietăţile lor de adsorbţie şi schimb de cationi, cele de absorbţie, de umflare şi de peptizare în mediu apos, aderenţa lor, cu formare de filme, precum şi proprietăţile lor tixotropice, asigură bentonitelor o capacitate ridicată de hidroizolare ; chiar şi în cazul afluenţelor puternice de apă rezistă în bune condiţii atacului apelor mineralizate agresive. Izolările bentonitice nu ating de obicei gradul de etanşare al şapelor bituminoase sau pe cel al plăcilor de metal sau de plastic, dar nu vor avea niciodată o eficienţă atît de redusă ca cea prezentată de acestea, chiar şi în cazul unor defecţiuni minore.

Pe lîngă calităţile menţionate, bentonitele pot fi lesne procurate la un preţ de cost redus. Pentru lucrările de impermeabilizare ele nu necesită decît o preparare foarte simplă, rezumată la o măcinare în starea lor de umezeală naturală, fără nici o uscare sau prăjire şi cu o activare prin substanţe chimice, după caz.

Tabela 1

Bentonitele străine utilizate în hidroizolări

	1. R. P. U.			2. Franța		3. U. S. A.			R.F.G.	Iugoslavia	6. Algeria		7. Italia	
	Mád-Koldu	Budatétény	Istenmezeje	Mont-morillon	Mont-morillon	Wyo-ming Upton	Wyo-ming Fort-Steel	Berdel Colora-do	8. Bavaria Land-hut	Petro-vaț	Saint Arnault	Zenina	9. Insula Ponza	9. Insula Ponza
SiO_2	62,23	50,26	61,49	51,14	48,60	55,44	59,20	47,21	54,28	70,31	48,8	47,7	69,50	73,20
Al_2O_3	22,60	17,21	14,15	19,76	20,03	20,14	17,60	20,27	17,92	15,50	17,40	15,50	16,50	14,84
Fe_2O_3	2,34	2,63	3,40	0,83	1,25	3,67	1,60	8,68	3,88	2,65	1,70	2,60	0,70	0,86
FeO	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,3	0,4	—	—
CaO	1,57	2,08	1,87	1,62	1,72	0,50	1,52	2,75	1,80	0,22	1,7	0,2	1,00	0,40
MgO	1,22	4,71	2,95	3,22	5,24	2,49	5,08	0,70	3,76	4,03	4,7	6,1	2,00	3,60
Na_2O	0,54	0,14	0,21	0,04	—	2,75	—	0,97	0,10	2,30	0,70	0,50	1,00	0,58
K_2O	1,09	0,09	0,61	0,11	—	0,60	—	—	0,25	0,15			—	—
TiO_2	0,23	0,35	0,12	0,00	—	0,10	—	—	0,20	—	—	—	—	—
H_2O^+	8,13	22,42	15,90	7,99	21,52	14,70	25,52	19,27	7,32					
H_2O^-														
Pc	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	25,00	27,00	9,30	13,32
$\frac{Al_2O_3}{SiO_2}$	0,36	0,34	0,23	0,37	0,41	0,36	0,35	0,42	0,33	0,22	0,356	0,32	0,237	0,20

Întrucît în ultimii ani bentonitele din R.P. Ungară au fost utilizate în impermeabilizarea unor construcții miniere importante, ca cea a puțurilor miniere de la Tokoda, Perkupa și Lyuko, ne-am folosit în elaborarea metodologiei primelor noastre lucrări de injectare cu bentonite și de experiența din R.P.U. În consecință și în vederea unei comparații posibile vom reda în cele ce urmează și datele mai importante ale lucrărilor executate în R.P.U.

Zăcămintele de bentonite din R.P.U., calitativ corespunzătoare lucrărilor de impermeabilizare, sînt cele de la Mád-Koldu, Nagytétény și Istenmezeje, ale căror compoziții chimice și module caracteristice sînt redate în tabelele 1 și 3. Este de remacat că deși bentonita de la Mád-Koldu are un conținut mai redus de montmorillonit (39%), față de cea de la Nagytétény (86%) sau Istenmezeje (65%), avînd însă proprietăți fizico-chimice superioare în ceea ce privește absorbția, capacitatea de umflare și de reținere a apei este preferată în lucrările de injectare. Tabela 4 și figura 1 indică cîteva caracteristici ale bentonitei de la Mád-Koldu.

În lucrările de injectare din R.P.U. bentonita de Mád-Koldu a fost măcinată în malaxoare speciale (tip Koller) amestecată cu apă și activată după procedeul Sárosi-Kelemen, printr-un adaos de 3—5% sodă, în același malaxor. Prepararea a avut loc întotdeauna cu 20—30' înainte de utilizare.

Utilajele întrebuințate în R.P.U. pentru injectări au fost pompele „MÀVAG" (debit 6 m^3/h) și mai frecvent pompele pneumatice de fabricație elvețiană Häny — ZNP-2 avînd avantajul unui regim reglabil : debit de 42 l/min pentru o presiune maximă corespunzătoare de 20 at sau presiune maximă de 40 at, pentru un debit mai redus de 18 l/min.

În toate cazurile de injectare au fost executate o serie de lucrări premergătoare, cuprinzînd studiile litologice, hidrogeologice și geotehnice ale condițiilor locale. De asemenea au fost executate injectări de probă, însumînd 1 pînă la 2% din totalul găurilor de injectare și care au permis determinarea unor parametri ca : receptivitatea medie a găurilor de injectare, consumul aproximativ de bentonită, distribuția, lungimea și orientarea (direcție și înclinare) cea mai avantajoasă a acestor găuri, precum și determinarea presiunilor optime de regim și a presiunilor maximale de injectare.

Este de remarcat că distribuția cea mai avantajoasă s-a dovedit a fi cea în „tablă de șah", cu distanța de 2—3 m între găuri. O caracteristică a injectărilor executate în R.P.U. sînt lungimile reduse ale găurilor de injectare, care se extind, de obicei, numai pînă la suprafața exterioară a zidăriei sau o depășesc cu cel mult 30—50 cm, învelind astfel construcția cu un strat cît mai aderent de bentonită. Numai spre baza construcției aceste lungimi cresc pînă la

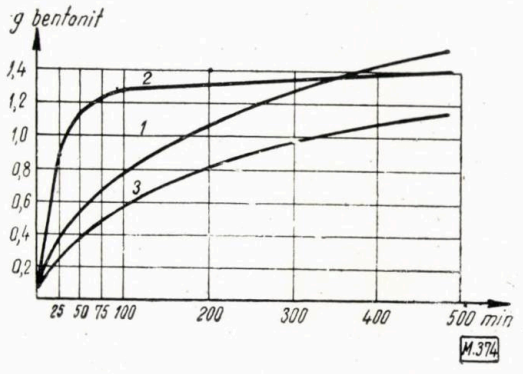


Fig. 1. Capacitatea de a primi apă a bentonitelor :
1 — bentonită sodică din R.P.U. (Mád-Koldu); *2* — bentonită calcică din R.P.U.; *3* — bentonită sodică din R.P.R. — Valea Chioarului.

2,5—3 m, alcătuind un fel de „evantai orizontal" de sprijin, pentru întregul strat protector vertical.

Injectările propriu-zise au fost precedate în toate cazurile de spălări sub presiune de 2—6'. În cazul întîlnirii unor goluri mari sau fisuri mai importante, injectările cu bentonite se combinau, după caz, cu injectări de ciment sau de cimenturi speciale, injectările cu bentonite, cu posibilitatea de a îmbrăca cu filme aderente golurile şi de a etanşa şi fisurile fine, precedînd întotdeauna injectările cu ciment.

Prima construcţie minieră mai importantă din R.P.U., impermeabilizată prin injectări cu bentonite, a fost puţul de aeraj nr. XVI al minei Tokóda, avînd un diametru interior de 3,8 m şi fiind zidit în cărămidă. În decursul adîncirii sale, puţul a traversat gresii, marne şi argile, întîlnind, între 99,6 şi 170 m, un pachet de calcare, în care se manifesta un orizont acvifer, infiltrat în puţ cu un debit de 15 000 l/h. Bentonita utilizată în injectarea acestui puţ, a fost cea de la Mád-Koldu, preparată în malaxoare tip Koller, avînd proporţia apă/bentonit de 1/3,5—1/5, cu greutăţi specifice corespunzătoare de 1,16—1,12 g/cm^3 soluţie. Soluţia s-a pompat cu ajutorul a două pompe Häny (42 l/min) cuplate cu un compresor de 5 m^3/min şi instalate ambele la suprafaţă. Racordarea cu injectorul s-a realizat printr-o conductă de 1½". Injectările au fost executate în parte din compartimentul de circulaţie şi în parte de pe acoperişul special amenajat al coliviei. Ţevile de injectare distribuite în tablă de şah, cu distanţe de 2—3 m între ele, erau prevăzute în parte cu robinete de închidere pentru control şi pentru a împiedica scurgerea soluţiei din gaura umplută. Soluţia, la început mai diluată, devenea din ce în ce mai concentrată, pe măsura creşterii presiunilor. În cazul căderilor de presiune se injecta o soluţie de ciment (proporţie 1 : 2), cu timp de priză 15—18'. Acelaşi ciment (marca 500) era utilizat şi pentru injectarea (manuală) a dopurilor de ciment, pentru a împiedica scurgerea soluţiei de bentonită din gaura gata injectată. Presiunea maximă de injectare a fost de 50 at.

Puţul de extracţie al minei Perkupa prezenta, între 6 şi 40 m adîncime, o infiltraţie prin zidăria de cărămidă a puţului, de ordinul a 48 000 l/h. Această afluenţă masivă necesita întreţinerea permanentă a unei staţii de pompare, prezenta un serios impediment pentru exploatare şi periclita atît rampa de încărcare a primului orizont, cît şi rezistenţa zidăriei puţului, prin caracterul agresiv al apelor (1 000—2 000 mg sulfaţi/l). Studiile geologice şi hidrogeologice indicau alimentarea permanentă a debitului din puţ, de apa unui pîrîu învecinat şi localizarea unor fisuri puternice între 17 şi 29 m. Injectările au început de la orizontul 40 m, continuîndu-se spre suprafaţă, pe măsură ce apele se refulau spre stratul freatic. Materialele utilizate la injectare erau : bentonita activată de Mád-Koldu (46 t), ciment S-54 rezistent la ape agresive (30 t) şi ciment special de priză rapidă (5 t). Ca şi în cazul puţului Tokóda, injectările cu ciment se făceau numai pentru redresarea căderilor de presiune, indicatoare de goluri sau fisuri mari, precum şi pentru crearea unor dopuri de ciment, care să împiedice scurgerea soluţiei de bentonită din gaura injectată.

Distribuţia găurilor era de cîte 4—4, fixate pe perimetrul puţului, pentru fiecare metru de puţ. Împreună cu injectările de finisare şi cu reinjectarea cu bentonită a unor găuri reperforate, injectate anterior cu ciment, suma găurilor injectate s-a ridicat la 234. Injectarea fiecărei găuri începea cu presarea timp de 5—6' a apei curate, urmărind în timpul acestei spălări forţate atît variaţia presiunilor, cît şi comportarea zidăriei. Presiunea medie utilizată a fost cea de 10 at, ridicîndu-se numai local, cînd receptivitatea a fost prea redusă (la 15—20 at). După încheierea lucrărilor de injectare, care au durat 3 luni, afluenţa din puţ a fost complet oprită, singura umezeală decelabilă în prezent fiind cea rezultată din condensări.

Un caz particular, interesant, prezenta *puţul de schipuri de la Lyuko,* adîncit parţial prin congelare, la traversarea unor borchişuri. Deşi puţul a fost construit cu o zidărie dublă de cărămidă, între care s-a turnat şi un strat de 2,5 cm grosime de bitum, precum şi un strat de beton de egalizare, între zidărie şi teren, în timpul decongelării, au avut loc afluenţe de ape cu antrenare de borchiş, cu debite pînă la 45 000 l/h. Injectările de bitum sub presiune (pînă la 25 at) nu au dat rezultate. S-a recurs la injectări cu bentonite care s-au desfăşurat de jos în sus, pe intervalul 20—110 m. Utilajul de injectare a fost montat într-o galerie săpată special, la 8,9 m adîncime de la gura puţului. Injectarea s-a desfăşurat de pe un pod mobil, fixat de schip. Găurile de injectare, la 2 m distanţă una de alta, erau foarte scurte, pătrunzînd, de obicei, numai pînă la stratul intermediar de bitum şi numai local depăşeau zidăria exterioară, cu maximum 50 cm. S-au injectat în total 186 găuri cu un consum de 145 t bentonită, 50 t ciment şi 25 t ciment special. Presiunea maximă de injectare era cea de 25 at. Închiderea realizată era cu totul satisfăcătoare, debitul reducîndu-se la 0,6—0,8 l/min.

★

Bazat, pe de o parte, pe rezultatele favorabile obţinute prin injectări cu bentonite în cazul puţurilor miniere din R.P.U., precum şi pe cele realizate în alte ţări (staţii şi tunele de metrou din U.R.S.S., R.S.C., Italia, barajul mare de la Sadd el Aali — Egipt, Grand Canal d'Alsace etc.) şi luînd în considerare, pe de altă parte, şi numărul mare de zăcăminte de bentonită din R.P.R., s-a analizat posibilitatea utilizării acestora şi în lucrări de impermeabilizare (pînă în prezent bentonitele din R.P.R. fiind folosite numai în alte scopuri industriale — rafinării, industria chimică etc.).

În tabela 2 sînt redate compoziţiile chimice ale celor mai importante zăcăminte de bentonită din ţară (după analize executate de T.P.E.M., Comitetul geologic, ICEMIN etc.). Atît din această tabelă, cît şi din tabela 3 în care se indică modulele caracteristice ale diferitelor tipuri de bentonită, reiese că

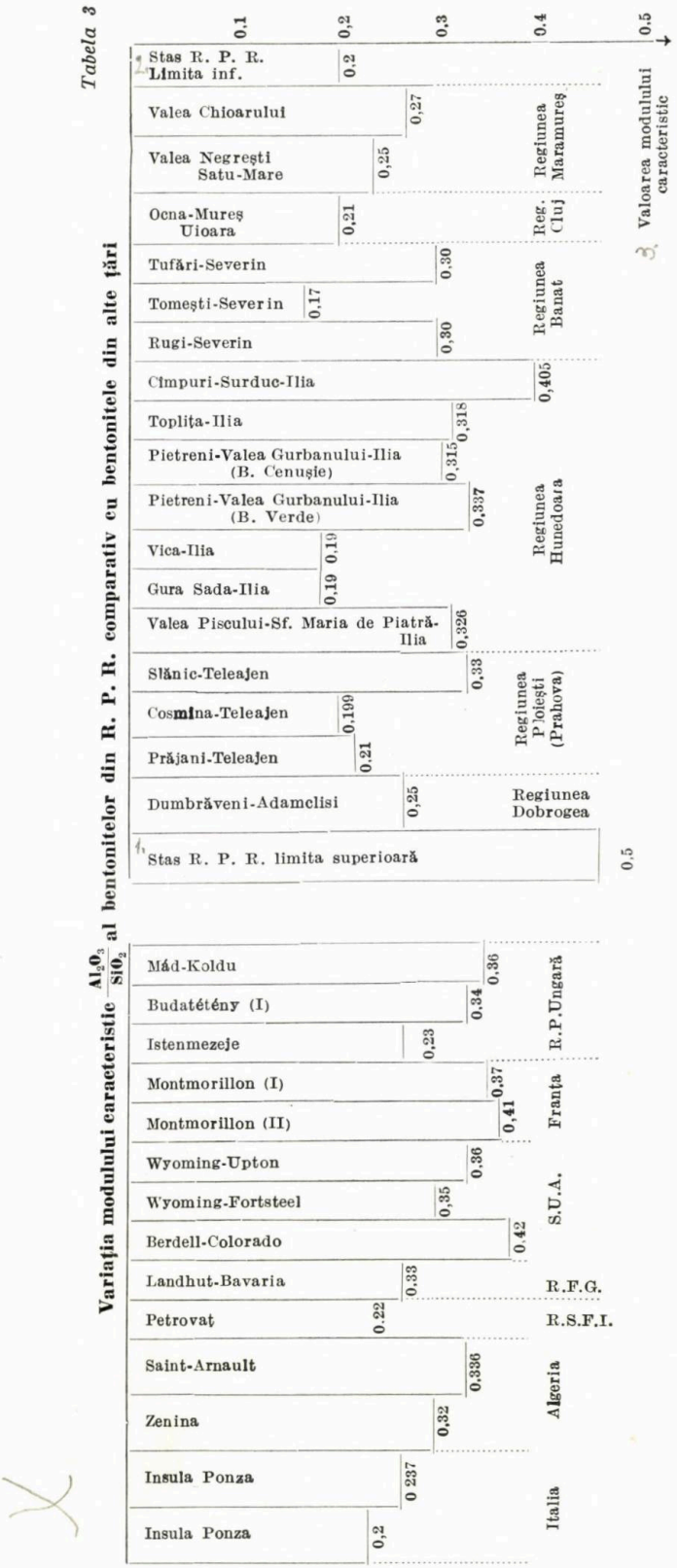
Tabela 2

BENTONITELE DIN R. P. R.

Compoziţia chimică şi modu e caracteristice

Compoziţia chimică	Regiunea Maramureş					Regiunea Banat				Regiunea Hunedoara							Regiunea Ploieşti			Reg. Cluj	Regiunea Dobrogea		
	Valea Chioarului					Severin																	
	pr 15 C.G	pr. 19 C.G.	pr. 20 C.G.	pr. 27 C.G.	Porţiunea sudică din zăcământ	Tomeşti	Rugi	Tufări		Cîmpuri-Surduc Gura Sada-Vica Tătărăşti	Topliţa	Pietreni – V. Gurbanului		Vica	Gura-Sada	Valea Piscului	Slănic Pr. 1	Prăjani Pr. 13	Cosmina Pr. 25	Uioara	Adamclisi	Oltenl 1006	Palazul strat 1
								Sondaj fin	Granulin			(B cenuşie)	(B. verde)										
SiO_2	58,97	66,47	66,82	64,96	69,71	76,26	57,70	61,31	62,52	55,10	51,05	47,10	53,80	63,30	65,00	49,10	58,01	70,60	71,51	64,49	62,93	49,85	53,10
Al_2O_3	16,21	14,35	13,70	13,18	11,25	13,32	17,85	19,09	19,10	22,33	16,25	15,90	16,95	12,10	12,65	16,05	19,20	14,11	15,30	13,68	15,75	24,78	17,64
Fe_2O_3	3,21	2,35	1,60	2,00	2,00	0,27	3,60	—	—	9,05	4,87	4,50	5,60	4,50	2,25	4,50	5,35	3,29	3,25	—	5,77	9,09	2,81
CaO	1,28	0,90	0,71	1,53	1,29	1,64	3,44	7,88	0,91	2,30	3,63	7,24	2,10	2,50	1,70	2,5	3,60	2,02	1,55	3,63	1,66	1,30	0,92
								$CaO + Na_2O$															
MgO	3,30	2,70	2,70	3,95	1,73	2,17	2,30			2,60	2,05	2,40	2,80	3,40	2,90	3,70	3,50	2,10	2,90	2,92	3,45	2,50	7,05
Na_2O	2,28	1,60	2,08	0,73	0,36	0,92	2,10	0,53	—	1,90	—	—	—	—	—	—	1,49	1,38	0,78	1,90	—	—	—
K_2O	0,46	0,24	0,56	0,45	1,14				—	1,60	—	—	—	—	—	—	0,48	0,59	0,64		—	—	—
TiO_2	—	—	—	—	—	—	urme	—	—	0,90	urme	0,58	0,65	urme	—	0,30	0,20	0,20	0,18	—	0,64 urme Mn	0,73 urme Mn	—
SO_3	—	—	—	—	—	0,07	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
P_2O_5						—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
CO_2	—	—	—	—	—	—	—	0,36	0,39	0,93	—	—	—	—	—	—	1,84	1,20	urme	—	—	—	urme
Feldspat	—	—	—	—	—	—	—	29,16	35,06	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
H_2O^+	—	—	—	—	—	—	—	14,97	14,15	6,27	10,24 60°	7,87 60°	6,75 60°	5,98 60°	6,63 60°	9,88 60°	6,43	4,33	3,98				5,68
H_2O^-	—	—	—	—	—	—	—	20,99 umid.	21,45 totală	10,45	15,66 105°	10,76 105°	9,59 105°	8,20 105°	9,73 105°	15,43 105°	12,72	11,05	10,27				13,07
Pc	14,04	10,92	11,97	12,80	9,10	5,23	13,00				7,37 105-900°	10,90	6,94	7,30	5,77	7,53					8,40	8,92	
Al_2O_3/SiO_2	0,27	0,22	0,205	0,20	0,16	0,17	0,30	0,31	0,30	0.405	0,318	0,337	0,315	0,19	0,19	0,326	0,33	0,199	0,21	0,21	0,25	0,497	0,33

Tabela 3



bentonitele din R.P.R. se apropie în ce privește compoziția lor chimică și modulul lor caracteristic, atît bentonitelor de bună calitate din R.P.U., cît și bentonitelor de la Montmorillon-Franța, celor de la Wyoming și Upton din S.U.A. etc.

Pentru prima noastră încercare de impermeabilizare, care urma să se execute în 1962 la puțul de extracție a zăcămîntului de sare de potasiu de la Tazlău, au fost analizate în cadrul laboratoarelor ICEMIN (ing. I. Duinea) și prin probe executate la șantierul Tazlău (T.P.E.M.), trei tipuri de bentonite:

Tabela 4

Denumirea bentonitei	Conținutul în montmorillonit %	Modul caracteristic $\frac{Al_2O_3}{SiO_2}$	Factor „T" — Miligrami echivalenți de ioni substituibili / 100 g bentonit	Cedarea apei prin centrifugare (cu activare 5% sodă)
Mád-Koldu	39	0,36	62	34,5 %
Nagytétény	86	0,34	128	
Istenmezeje	65	0,23	94	70 %

Ocna-Mureș, Negrești — Satu-Mare și Valea Chioarului. Alegerea celor trei tipuri a fost dictată de posibilitatea de a le obține în cantități industriale și măcinate în starea lor de umiditate naturală.

Rezultatele preliminare ale analizelor au fost următoarele:

1. *Bentonita de la Ocna-Mureș*, avînd un conținut ridicat de carbonați, nu rezistă atacului apelor agresive de tipul celor de Tazlău (orizontul II), cu mineralizație medie de 6 500 mg/l și un conținut de 1 100—2 300 mg sulfați/l.

2. *Bentonita de la Negrești—Satu-Mare* prezintă din punct de vedere mineralogic caracterul unei argile bentonitice. Rezistă bine apelor agresive, prezintă bune proprietăți tixotropice. Gelifică relativ ușor chiar pentru adaosuri reduse de silicat de sodiu. Comportîndu-se mai bine în soluție (amestec mai uniform) decît celelalte tipuri de bentonite analizate, ICEMIN a recomandat bentonita de la Negrești ca cea mai adecvată pentru injectările de la Tazlău. Analizînd comportarea acestui tip de bentonită în prezența diferitelor adaosuri, ca emulsii de bitum, ciment belitic, ciment P-400, ipsos, clorură ferică, silicați de sodiu și lapte de var, s-a determinat o „rețetă optimă", ținînd cont de permeabilitatea diferitelor preparate față de apele din puțul de extracție Tazlău, de timpii lor de întărire în mediu aerat și neaerat, precum și de rezistența lor în timp, în cazul contactului total și permanent cu apele mineralizate de la Tazlău. Rețeta prevedea injectarea prealabilă a unui amestec cu caracter absorbant, un gel fluid ,compus din 20% Ca $(OH)_2$ și 10% silicat de sodiu, în vederea evitării viscozității prea ridicate a noroiului de bentonită, urmată apoi de injectarea propriu-zisă a soluției bentonitice, preparată din bentonită de Negrești și apă industrială din pîrîul Tazlău, în proporție 1/2 și cu un adaos de 10% silicat de sodiu.

Deşi experienţele pe scară de laborator au indicat rezultate satisfăcătoare, cele de teren, coroborate şi cu datele injectărilor de probă executate de T.P.E.M., au dus la abandonarea preinjectărilor cu amestecul lapte de var şi silicat de sodiu, care prin formarea de dopuri împiedica desfăşurarea continuă a injectării. De asemenea, s-a dovedit a fi prea ridicat şi adaosul recomandat de 10% silicat de sodiu, gelificarea soluţiei bentonitice fiind provocată prea rapid. Amestecul utilizat în final pentru injectarea de impermeabilizare de la Tazlău a constat din :

$$\frac{\text{bentonită de Negreşti}}{\text{apă de Tazlău}} = {}^1/_2;$$

5% ciment Portland 400, cu rol de fixator ;
2‰ silicat de sodiu.

3. *Bentonita de la Valea Chioarului,* prezenta de la început un interes deosebit, rezistînd bine la atacul apelor agresive şi avînd bune proprietăţi coloidale. Gelifică de asemenea uşor, chiar cu adaosuri reduse de silicat de sodiu. Deşi din lipsa miscroscopului electronic nu s-au putut face determinări procentuale de montmorillonit, analiza mineralogică a două probe executate de Comitetul geologic arată următoarele elemente :

— material vitroclastic, substituit parţial sau integral cu material argilos (montmorillonit + alte elemente) 90,38—95,36% ;
— cuarţ 2,71—1,22% ;
— feldspat 2,86—2,63% ;
— biotit 0,41—0,68% ;
— muscovit 0,00—0,09% ;
— silicifieri 3,61—0,00%.

ICEMIN nu a recomandat utilizarea într-o primă etapă a acestui tip de bentonită, din cauza unor dificultăţi la amestecarea cu apă, chiar şi în cazul soluţiilor mai diluate (1/5). De asemenea, intervenea şi faptul că bentonita măcinată la Negreşti era mai uşor şi mai rapid procurabilă.

Cu toate rezultatele pozitive obţinute la Tazlău, bentonita de la Valea Chioarului apare, prin compoziţia ei mineralogică şi chimică (fiind o bentonită cu conţinut de $Na_2O > CaO$), mai apropiată bentonitelor de la Mád-Koldu, decît bentonita de la Negreşti, cu caracterul unei argile bentonitice. Din acest motiv, după metodele indicate de T.P.E.M. (localizînd metode de analiză din U.R.S.S. şi R.P.U.), ICEMIN (ing. Ionescu M., chimist Sărcineanu E.) a reluat cîteva analize stabilind următoarele caracteristici pentru bentonitele de la Valea Chioarului (tabelele 5 şi 6).

În consecinţă, granulometric această bentonită se înscrie în domeniul delimitat de injectabilitate a bentonitelor (fig. 2).

Parametrii din tabela 6 se apropie de asemenea, de cei ai bentonitei de la Mád-Koldu, *p*H=2 caracterizînd în general toate bentonitele sodice (*p*H =8—10), superioare, în ce priveşte proprietăţile lor de hidroizolare, celor calcice. De asemenea, alura curbei de absorbţie a apei redată în figura 1 (raportată la greutatea bentonitei uscate de la Valea Chioarului) se apropie foarte mult de cea a bentonitei sodice de la Mád-Koldu din R.P.U.

În ce priveşte proprietăţile tixotropice ale bentonitei din Valea Chioarului, după cum rezultă din

Tabela 5

Clasa, mm	+0,16	+0,10	+0,08	+0,063	−0,063	
Greutatea clasei, %	14,5	14,5	10,6	11,1	49,3	= 100%

Tabela 6

Umiditatea	Conţinutul de substanţă uscată,	Densitatea suspensiei	Substanţe nepeptizabile,	Gradul de umflare	Sedimentarea la 24 ore, d°	*p*H	Vîscozitate
10,36%	89,68%	10	12,89%	80 c³ / 100 c³	gel 5° 1 c³ clar 2 c³ uşor opac	8	50″

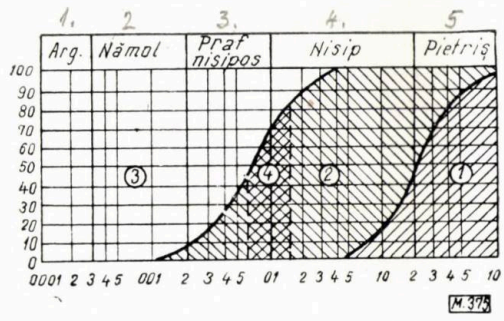


Fig. 2 :
1 — domeniu injectabilităţii cimentului ; *2* — domeniul injectabilităţii bentonitei ; *3* — domeniul consolidărilor chimice ; *4* — domeniul injectabilităţii bentonitei de la Valea Chioarului.

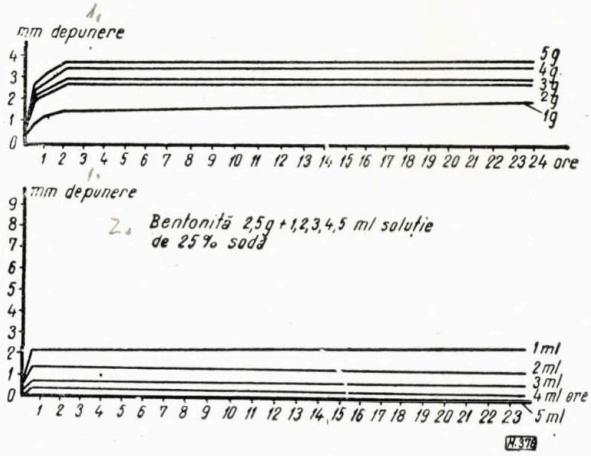


Fig. 3. Determinări de tixotropie. Bentonita din Valea Chioarului.

figura 3, suspensia bentonitică se poate menţine pe un interval de 5—6 ore, depunerile fiind mai mari pentru cantităţi mai mari de bentonită raportate la acelaşi volum de apă. Adaosul de sodă (activant)

reduce proporţional cu cantitatea adăugată de sodă, capacitatea de depunere a particolelor de bentonită, menţinînd astfel suspensia un timp mai îndelungat.

★

În ceea ce priveşte *procesul tehnologic de injectare,* la definitivarea acestuia s-a ţinut cont atît de experienţa dobîndită în R.P.U., cît şi de condiţiile specifice ale puţului de extracţie — Tazlău.

În momentul începerii injectărilor, puţul atinsese adîncimea de 68 m (fig. 4) traversînd pe primii

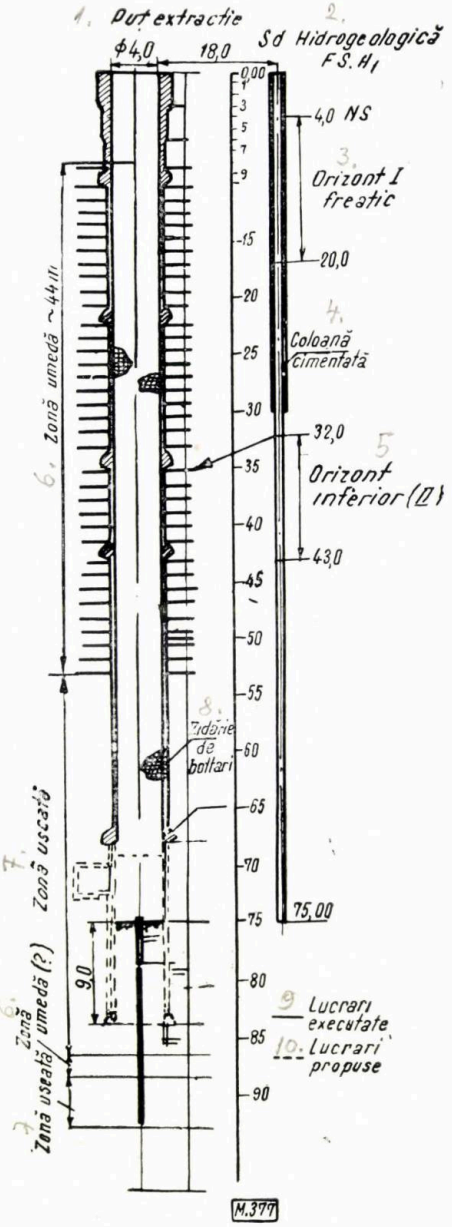


Fig. 4. Puţul de extracţie — Tazlău şi sonda hidrogeologică FSH1.

20 m formaţiuni diluviale (argile nisipoase, nisipuri argiloase etc.) şi apoi marne compacte, frecvent cu incluziuni şi diaclaze de gips. Diametrul interior al puţului este de 4 m, fiind zidit în bolţari de beton, pe intervalul 10—68 m. Puţul prezenta iniţial o infiltraţie de apă de 900 l/h. Pentru eliminarea acestui debit, conform unui proiect IPROMIN, s-a executat între cotele —20 şi —33 m o injectare cu lapte de ciment P-400, prin găuri de 1,5 m lungime şi cu presiuni reduse de injectare (4 at.). Această injectare a redus debitul la 250—300 l/h. Este cert că pentru orice alt zăcămînt, acest debit minor nu ar fi constituit nici o problemă pentru viitorul exploatării. Luînd însă în considerare marea solubilitate a sărurilor de potasiu şi faptul că puţul de extracţie a fost proiectat spre a traversa întregul pachet de strate formate din sare gemă, săruri de potasiu şi de magneziu, s-a impus condiţia reducerii la minimum posibil a acestui debit.

Studiile hidrogeologice indicau existenţa unui prim strat acvifer (freatic), cu ape nemineralizate, avînd un debit de 180—250 l/h, captat în puţ printr-un prim inel colector fixat la circa —20 m şi a unui orizont de ape uşor mineralizate (mineralizaţie medie de 6 500 mg/l, conţinut de sulfaţi pînă la 2 300 mg/l şi conţinut de cloruri pînă la 1 800 mg/l).

Apele celui de-al doilea orizont (terminat prin sonda FSH1), care se înscrie între —32 m şi —43 m, cu o circulaţie difuză pe fisurile marnelor compacte, se infiltrau în puţ, cu un debit redus de 30—50 l/h, fiind captate de cel de-al doilea inel colector, amplasat la aproximativ —43 m (fig. 4).

În vederea eliminării acestor debite s-a proiectat, într-o primă etapă, o injectare din interiorul puţului cu bentonită de Negreşti, urmată în cazul cînd injectările din interior s-ar fi dovedit ca insuficiente şi de o ecranizare prin injectări de bentonite, în foraj distribuite pe două cercuri concentrice, în jurul puţului.

Injectarea s-a desfăşurat în două etape : prima, pe intervalul —8 pînă la —29 m, în vederea închiderii debitelor mai mari alimentate de stratul freatic şi cea de a doua, pe intervalul —32 şi —52 m, pentru eliminarea apelor uşor mineralizate ale orizontului inferior, care se infiltrau în puţ pe acest interval (determinare cu izotop radioactiv).

Injectările s-au făcut cu ajutorul a două pompe Worthington (presiune pînă la 70 at şi debite reglabile între 0,4 şi 1 m^3/h). Pompele erau instalate la suprafaţă. Injectările care au decurs în două schimburi s-au făcut de pe poduri fixe.

Similar injectărilor din R.P.U., şi în cazul impermeabilizărilor de la Tazlău au fost executate injectări de probă (circa 2% din totalul găurilor de injectare), precum şi spălări sub presiune, de 2—3′, pentru fiecare gaură în parte. Distribuţia găurilor era de asemenea, în tablă de şah, cu o distanţă medie de 2 m între ele şi avînd o dirijare orizontală. Spre deosebire însă de injectările din R.P.U. au fost utilizate găuri lungi de 3,80 m, pentru a depăşi zona perturbată prin injectările anterioare de ciment. Pentru realizarea acestor lungimi s-au utilizat perforatoare pneumatice rotative.

În prima etapă (intervalul de —8 pînă la —29 m) s-au injectat 162 găuri, cu presiune de 10—18 at, ceea ce a cauzat reducerea la zero a debitului colectat de primul inel. Intervalul al doilea (între —32

şi —52 m) a fost injectat prin 139 găuri cu presiuni de 10—15 at, reducîndu-se astfel la zero şi debitul celui de-al doilea inel colector.

Consumul total de bentonită pentru cele două etape a fost de 80,4 t. În urma celor două injectări, debitul s-a redus la uşoare picurări, care, colectate, însumau un debit de 40 l/h. Pentru reducerea acestuia, s-au mai executat prin alte 57 găuri, injectări de finisaj, pe intervalul —10 şi —24 m, cu presiuni de 12—13 at. În total au fost injectate 358 găuri, cu un consum aproximativ de 90 t bentonită.

În ceea ce priveşte dirijarea presiunilor, experienţa a arătat că, pentru o injectare reuşită, ele trebuie ridicate în mod continuu, injectarea începînd cu presiuni mai mici şi consumuri de material mai mari şi terminîndu-se cu consumuri din ce în ce mai mici de material, în regimul unei presiuni din ce în ce crescînde. În cazul căderilor bruşte de presiune, care indică prezenţa unor fisuri sau goluri importante, atunci cînd aceste presiuni nu se echilibrau prin umplerea satisfăcătoare a golurilor, s-a recurs fie la o mărire a dozajului de ciment (10%) în soluţia bentonitică, fie la o injectare de lapte de ciment (P-400), pînă la o nouă creştere de presiune. Atît datele de calcul, cît şi probele de injectare, indicau ca necesară pentru puţul de extracţie de la Tazlău, o presiune maximă de 25 at. Un asemenea maxim practic nu a putut fi atins din cauza slabei rezistenţe a bolţarilor din zidăria puţului, care, pentru presiuni mai mari de 18 at, prezentau crăpături orizontale la rostuiri, şi verticale în corpul bolţarului. Din acest motiv presiunile maxime se limitau frecvent la 15 şi chiar numai la 12 at.

Deşi presiunile optime nu au fost realizate, în urma acestor injectări debitul din puţ s-a redus la 28—30 l/h, deci cu 90—92%. Acest debit minor era colectat de un jghiab şi evacuat astfel încît intervalul dintre 55 şi 68 m al puţului se prezenta uscat, permiţînd o adîncire în continuare a acestuia.

Injectările au fost executate de către personalul şantierului Tazlău (şef şantier — ing. Mezdrea I.) şi au durat efectiv 3 luni. Rezultatul obţinut a permis renunţarea la executarea lucrărilor de ecranizare, prevăzute pentru cea de a doua etapă a proiectului.

În urma lucrărilor de impermeabilizare de la Tazlău, coroborate şi cu rezultatele din R.P.U., se pot contura următoarele condiţii necesare reuşitei operaţiilor de injectare :

— cunoaşterea situaţiei litologice, hidrogeologice şi geotehnice a terenului din jurul construcţiei, precum şi a rezistenţei construcţiei însăşi ;

— alegerea unui tip adecvat de bentonită, de preferinţă a unei bentonite sodice, ale cărei proprietăţi fizico-chimice şi coloidale trebuie bine studiate şi după caz ameliorate prin diferite adaosuri. În acest sens, pentru viitoarele lucrări de injectare, se recomandă analizarea posibilităţilor de utilizare a bentonitei de la Valea Chioarului ;

— executarea corectă a lucrărilor pregătitoare : injectări de probă şi spălări ;

— distribuţia şi dirijarea corespunzătoare a găurilor de injectare, cu lungimi dictate de condiţiile de teren ;

— conducerea justă a presiunilor, cu terminarea injectării, în regimul unei presiuni crescînde, pentru un consum minim de material ;

— alegerea celor mai corespunzătoare pompe de injectare rezultatele cele mai bune fiind obţinute pînă în prezent cu pompa Häny-ZNP-2.

Cu respectarea acestor condiţii, considerăm că noua metodă de impermeabilizare prin injectări cu bentonite, constituie un procedeu eficace, economic şi lesne de realizat, care se va extinde cu siguranţă în tehnica de hidroizolare a construcţiilor miniere, cu afluenţe de ape. Nu este exclus ca, similar cazului minei Perkupa, aceste impermeabilizări să înlocuiască în unele cazuri evacuările de ape prin staţii de pompare, costisitoare atît ca investiţie, cît şi ca întreţinere.

Bibliografie

[1] Juravlev, A. I. *Din experienţa utilizării bentonitei pentru etanşarea rocilor la executarea unor construcţii subterane din R.P.U.* În : Şahtnoe Stroitelstvo, nr. 10—11, 1961.

[2] Molnar Amărăscu, R. *Despre impermeabilizarea ocnstrucţiilor subterane, cu ajutorul suspensiilor bentonitice.* În : Hidrotehnica, nr. 4, 1963.

[3] Sarosi, L., Soha, I. şi Kelemen, J. *Bentonit az Epitöiparban.* Budapest, Müszaki Könyvkiadó, 1960.

[4] Sarosi, L. *Ujabb Injektálási Eredmények.* Epitöipari es Közlekedési Müszaki Egyetem Tudomanyos Közleményei, nr. 4, 1960.

Din activitatea ştiinţifică

Conferinţe geologice regionale

Începînd cu anul 1962, Ministerul Minelor şi Energiei Electrice a iniţiat organizarea unor conferinţe regionale de geologie, cu scopul de a se face în mod periodic un bilanţ al activităţii geologice în principalele centre miniere ale ţării.

La aceste conferinţe participă geologii şi inginerii minieri angrenaţi direct în munca de identificare şi creştere a bazei de materii prime necesare industriei noastre socialiste : specialişti-geologi şi ingineri minieri din Trustul de prospecţiuni şi explorări şi din unităţile centrale ale Ministerului Minelor şi Energiei Electrice, delegaţi ai Comitetului geologic, din Direcţia generală de prospecţiuni, C.T.S., I.S.E.M. şi din Direcţia generală a controlului geologic şi minier. La aceştia li se adaugă cadrele de conducere şi geologii de la exploatări, precum şi inginerii minieri legaţi de procesul de producţie, continuatorii activităţii de geologie, după ce aceasta a trecut în atribuţiile unităţilor miniere.

Sub regimul burghezo-moşieresc, exploatarea substanţelor minerale utile era determinată de interesele capitaliştilor particulari sau ale societăţilor anonime. Cercetarea geologică se făcea la o scară redusă sau dese ori nu se făcea, iar exploatarea avea caracter de jaf, urmărind valorificarea numai a porţiunilor bogate din zăcămînt, căutînd a realiza maximum de cîştig, fără a se preocupa de valorificarea raţională a zăcămintelor în interesul economiei naţionale.

Exploatările miniere erau lipsite de documentaţii şi de studii geologice. Activitatea minieră începea de la aflorimente şi se dezvolta de la lucrări anterioare în extindere. Din această cauză, minele vechi dispuneau de date geologice puţine şi reduse ca valoare ştiinţifică şi practică, care nu puteau să stea la baza dezvoltării mineritului nostru.

După naţionalizare apare o activitate conjugată, de geologie şi de minerit, în care se împletesc organic premisele geologice cu privire la orientarea lucrărilor şi executarea acestora prin tehnica minieră, urmărind maximum de realizări. Astăzi mineritul are o bază ştiinţifică, rezultată din mijloacele complexe şi de înalt nivel tehnico-ştiinţific cu care se cercetează, se pun în evidenţă şi se studiază rezervele de substanţe minerale utile.

★

În cadrul conferinţelor geologice regionale, iniţiate de M.M.E.E., se analizează rezultate obţinute, se face un schimb de informaţii şi de idei cu privire la problemele geologice pe care le au de rezolvat M.M.E.E. şi Comitetul geologic. Cadrele tinere şi cele de la exploatări iau cunoştinţă de noi metode şi mijloace de cercetare. Examinarea problemelor sporeşte discernămîntul şi simţul de răspundere pentru fondurile cheltuite şi pentru realizarea sarcinilor geologilor.

Seria acestor conferinţe a început anul trecut cu cea din Baia-Mare şi Poiana Ruscă, cînd geologii şi minerii din M.M.E.E., împreună cu cei de la Comitetul geologic, au elaborat referate şi au susţinut discuţii folositoare privind potenţialul geologic şi minier al Bazinului Baia-Mare şi cel al masivului Poiana Ruscă (furnizorul principal al materiei prime pentru Centrul siderurgic Hunedoara).

Conferinţa geologică regională din acest an pentru Munţii Metaliferi, ţinută la Brad în zilele de 10 şi 11 mai, este caracterizată prin noutatea şi adîncimea problemelor tratate.

În conferinţa de la Brad au fost prezentate următoarele referate :

1. Ing. T. Ghiţulescu: Structura geologică a zăcămintelor din teritoriul minier Barza.
2. Prof. M. Socolescu, L. Bonea şi P. Haiduc: Contribuţii la cunoaşterea mineralizaţiei cuprifere de la Pîrîul lui Avram.
3. Ing. I. Niţulescu: Elementele rare şi disperse în minereurile din Munţii Metaliferi.
4. Ing. D. Ilica şi M. Andrei: Erorile de analiză ale minereurilor aurifere şi influenţa lor asupra estimării rezervelor de metal.
5. Ing. T. Ghiţulescu: Principiile şi liniile directoare ale proiectului de sistematizare a explorării la E. M. Barza.
6. Ing. Graef Carol: Corelarea lucrărilor geologice şi a activităţii miniere în proiectul de sistematizare a explorării la E. M. Barza.

Conferinţa a dat o satisfacţie deplină participanţilor prin varietatea problemelor tratate, prin claritatea expunerii şi nivelul ridicat al referatelor, prin discuţiile care au avut loc şi prin concluziile la care s-a ajuns.

A interesat structura teritoriului minier Barza şi felul cum a fost elaborat proiectul de sistematizare a lucrărilor de explorare, prin care se va stabili capacitatea minieră a teritoriului Barza pentru perioada următoare. A interesat mineralizaţia complexă de la Pîrîul lui Avram, precum şi problema cunoaşterii elementelor rare şi disperse, care pun noi subiecte în preocuparea de viitor în Munţii Metaliferi.

Discuţiile, la care au luat parte şi geologii din teren, dintre cei tineri, au fost purtate la un ridicat nivel ştiinţific şi profesional, dovedind maturitate şi o bună pregătire dată de instituţiile noastre de învăţămînt superior pe linie teoretică, precum şi de Comitetul geologic şi M.M.E.E. în aplicarea ei practică.

În deosebi s-a stăruit asupra corelării şi sinonimizării unor termeni litologici ; asupra trecutului geologic şi a fazelor de activitate magmatică generatoare de substanţe minerale utile în regiune ; asupra relaţiilor dintre tectonică, magmatism şi zăcăminte ; asupra unor structuri acoperite ; asupra indicilor geofizici de existenţă a unor mase magmatice, ascunse în adîncimea mai apropiată a scoarţei, generatoare posibile de minereuri ; asupra continuităţii mineralizaţiei în adîncime şi asupra indicilor de prospecţiune şi de explorare, stabiliţi şi urmăriţi în amplele cercetări din Munţii Metaliferi. S-a stăruit să se intensifice şi să se detalieze cercetarea geofizică, aplicînd şi alte metode de lucru, mai ales electrometria, precum şi prospecţiunea geochimică mai intensă, prin probe colectate din sol, prin biogeochimie şi hidrogeochimie.

Problemele geologice şi miniere, examinate la această conferinţă, subliniază răspunderea în munca de sporire a bazei de materii prime, necesare industriei grele şi prelucrătoare, una dintre directivele de bază ale Congresului al III-lea al P.M.R.

Un alt aspect scos în relief este participarea geologului, în continuare, la munca minerului de asigurare a producţiei, verificînd calitatea substanţei minerale utile, calculînd rezervele, avertizînd asupra pierderilor, diluţiei etc., în general, urmărind exploatarea pas cu pas din punct de vedere geologic.

Din colaborarea geologului cu minerul de la exploatare se conturează stabilirea raportului optim între lucrările de investiţie şi cele de producţie şi se asigură parametrii reali de plan. Geologul, de-

parte de a părăsi terenul cercetării ştiinţifice, leagă munca sa de practică, de economia concretă.

Munca comună şi obiectivul comun unesc azi două categorii creatoare — geologia şi mineritul — înfrăţite prin noile condiţii de lucru asigurate de regimul democrat popular.

Conf. *Nestor Lupei*

Rezumatele comunicărilor prezentate la sesiunea de comunicări geologice de la Brad (iunie 1963)

Structura geologică şi zăcămintele teritoriului Barza.

(referent *T. Ghiţulescu*)

Comunicarea rezumă fundamentarea geologică la proiectul de sistematizare a exploatării pe un teritoriu de circa 70 km^2 şi prezintă hărţi şi profile geologice miniere la scările 1/10 000 şi 1/2 000 cît şi planuri geologice de subteran la 1/1 000. Coloana stratigrafică diferă de cea veche (harta 1/75 000) prin separarea unui orizont superior al tortonianului. Petrologia eruptivului terţiar a fost completată cu studii detaliate ale formelor de zăcămînt şi descrieri petrografice. Prospecţiunile gravimetrice şi magnetice executate de Comitetul geologic au fost interpretate în lumina cartărilor geologice recente. În structura generală a teritoriului s-a recunoscut amprenta mişcărilor tectonice din geosinclinalul Mureşului. Fracturarea filoniană, produsă în principal de forţe endomagmatice şi subsidenţe în zonele crateriale, a fost influenţată de tiparul lăsat de mişcările tectonice şi de morfologia structurilor vulcanice în care este localizată. S-au făcut studii de detaliu după o metodologie proprie şi s-au deosebit stiluri diferite.

Zonele de alterare hidrotermală au fost delimitate pe hărţi şi profile. Se propune un nou indice de alterare I. H. = $K_2O : Na_2O$.

S-au distins trei tipuri de mineralizaţie corespunzînd la parageneze deosebite, dîndu-se detalii asupra acestora cît şi asupra distribuţiei mineralizaţiei pe verticală.

În teritoriul Barza, prin ultimele cercetări, s-au identificat noi structuri mineralizate.

Pentru fiecare zăcămînt s-a studiat structura geologică, morfologia fracturării filoniene, lungimea totală a filoanelor pe zone şi orizonturi, mineralizaţia şi distribuţia acesteia, centre de îmbogăţire în cadrul fiecărui zăcămînt şi pe filoane, s-a estimat potenţialul de minereu şi metal cel existent şi cel probabil.

Corelarea activităţii de explorare geologică în cadrul ansamblului lucrărilor miniere ale Exploatării miniere Barza.

(referent *Graef Carol*)

În perioada anilor 1962—1965 Exploatării miniere Barza îi revin sarcini importante. Pentru atingerea scopului este nevoie să se execute an de an un mare volum de lucrări miniere.

În această perioadă activitatea de explorare reprezintă 40% din totalul activităţii.

Activitatea de explorare şi deschidere de rezerve trebuie să se orienteze în direcţia lichidării zonelor vechi, şi să urmărească o concentrare a lucrărilor la un număr minim de orizonturi.

S-a stabilit pentru fiecare mină şi orizont potenţialul de rezerve şi volumul de lucrări miniere posibil de executat în total şi pe perioadă, corelîndu-se cu viteza de coborîre a frontului de deschidere în adîncime prin puţuri.

O atenţie deosebită se dă transportului subteran pentru că volumul mare de lucrări miniere măreşte producţia de steril.

Necesitatea de a arma 70% din totalul de lucrări impune utilizarea unor materiale cu durată lungă de funcţionare. Astfel, cheltuielile de întreţinere se pot menţine la nivelul actual cu toate că lungimea lucrărilor miniere active se va dubla.

Toată activitatea de explorare şi deschidere se va desfăşura fără a întrerupe sau strangula activitatea de exploatare la sectoare sau orizonturi.

Principiile şi liniile directoare ale proiectului de sistematizare a exploatării la Exploatarea minieră Barza.

(referent *T. Ghiţulescu*)

Primul proiect de sistematizare a explorării într-un vechi centru minier a ridicat numeroase probleme de principiu şi metodologie, adoptîndu-se soluţiile următoare :

— fundamentarea geologică larg documentată ;

— explorarea completă, concludentă şi eficientă ;

— proiectarea sintetică şi concretă ;

— coordonarea activităţii geologice cu necesitatea raţionalizării generale a întreprinderii.

Fundamentarea geologică a urmărit în principal stabilirea factorilor şi potenţialului ipotetic de minereu şi metal, care justifică explorarea. S-a prevăzut cercetarea completă a tuturor structurilor cu indici favorabili, evidenţiindu-se ipotezele care stau la baza proiectării.

Pentru ca explorarea să fie concludentă, ea trebuie executată la nivele optime, cu un gabarit orizontal şi vertical adecvat, stabilindu-se limitele zonelor de concentraţie exploatabilă la partea superioară şi inferioară a zăcămintelor.

Eficienţa este asigurată prin continuitate şi ritm rapid, folosind mijloace economice de recunoaştere, ca de exemplu foraje medii şi scurte.

Proiectul nu este o sumă de proiecte anuale ci o lucrare de ansamblu, cu caracter sintetic, defalcîndu-se din volumul total de lucrări necesare cotele anuale ce se vor executa în perioada anilor 1962-1965 şi după aceea. Proiectarea s-a făcut în mod concret, fiecare lucrare fiind justificată şi reprezentată în planuri.

S-a ţinut seamă de celelalte sarcini ale întreprinderii (producţie şi construcţii miniere) de capacitatea de execuţie, transport şi haldare, normele N.T.S., concentrarea şi raţionalizarea exploatării. S-au estimat rezultatele probabile : creşteri de rezerve, mişcarea rezervelor, eficienţa fizică şi valorică, evoluţia gradului de asigurare etc.

Erorile de analiză a minereurilor şi a produselor aurifere şi influenţa lor asupra estimării metalului.

(referenţi : *D. Ilică* şi *M. Andrei*)

În lucrare s-a aplicat statistica matematică la interpretarea erorilor întîmplătoare care intervin în dozarea aurului după metoda docimazică. Stabilindu-se abaterea medie patratică s-au putut compara două variante de dozare a aurului dintr-un minereu. Astfel, la analiza unei cantităţi de 50 g minereu eroarea este mai mare ca în cazul analizei din 100 g minereu.

S-a studiat corelaţia matematică dintre conţinut şi abaterea medie patratică (eroare), stabilindu-se pentru prima dată o formulă de calcul a erorii în analiza de aur în funcţie de conţinut.

S-a apreciat că în estimarea metalului eroarea intervine ca un factor al unui produs, precizîndu-se că eroarea de analiză se adună celorlalte erori.

Recenzii

Liboslav Simon. **„Folosirea izotopilor radioactivi în minerit"** (traducere din limba cehă). Editura tehnică, Bucureşti, 1963.

Lucrarea pune la dispoziţia specialiştilor din industria minieră din ţara noastră un material accesibil privind aplicarea izotopilor radioactivi în acest sector de activitate. Sînt indicate, o serie de domenii importante din industria minieră în care ar trebui să se aplice radioizotopii, de exemplu : controlul şi automatizarea controlului instalaţiilor de preparare, controlul găurilor de mină la puşcare, protecţia muncii etc.

În introducere se subliniază eficienţa economică a aplicării izotopilor radioactivi în ştiinţă şi în industrie care a dus în anul 1957 la economii de 1,2—1,5 miliarde de ruble în U.R.S.S., precum şi la economii de 500 milioane dolari, în acelaşi an, în S.U.A.

Capitolul I, intitulat „Principiile radioactivităţii", tratează despre structura atomului, particulele principale şi caracteristicile acestora etc. În acelaşi capitol se defineşte noţiunea de izotop, radioizotop, dezintegrare radioactivă. În continuare, se tratează despre radiaţii radioactive şi unităţile de activitate folosite curent, despre energia radiaţiilor şi modurile diferite de obţinere a radioizotopilor.

Capitolul II, „Măsurarea radioactivităţii", arată metodele cunoscute de detectare a radiaţiilor ca : metode bazate pe efectul ionizant al radiaţiilor (camerele de ionizare şi contorul Geiger-Müller, contorul proporţional şi camera de ceaţă a lui Wilson), metoda fotografică, metoda cu contoare de scintilaţie, măsurarea propriu-zisă a radioactivităţii.

Capitolul III, prezintă posibilităţile de aplicare propriu-zisă a izotopilor radioactivi în industria minieră. După prezentarea generală a modului de folosire a unui radioizotop (ca sursă de radiaţii sau ca trasoare radioactive) se arată marea importanţă care o are la o aplicaţie a radioizotopilor, alegerea celui mai corespunzător radioizotop care se face ţinînd seamă de o serie de elemente ca : felul radiaţiilor, energia radiaţiilor, timpul de înjumătăţire, activitatea, cantitatea (gravimetrică sau volumetrică) caracteristicile lor chimice şi fizice, precum şi efectele radiaţiilor.

Se arată importanţa folosirii surselor gama şi a surselor de neutroni la carotajul radioactiv pentru explorarea zăcămintelor de gaze, petrol, cărbune şi alte substanţe minerale utile.

Un alt domeniu de aplicare a izotopilor radioactivi este cel al extragerii materiilor prime minerale : detectarea încărcăturilor de explozivi neexplodate, controlul şi plasarea justă a găurilor de mină pentru puşcare, măsurarea uzurii sapelor de foraj, comanda automată a combinelor, puşcarea în masă, exploziile nucleare în minerit.

La prepararea substanţelor minerale utile, izotopii radioactivi pot avea, de asemenea, o largă întrebuinţare şi anume : la stabilirea greutăţii specifice, determinarea umidităţii şi determinarea conţinutului de cenuşă din cărbuni ; la sfărîmarea, clasarea şi separarea cărbunilor şi minereurilor, în diferite lucrări auxiliare în uzinele de preparare a minereurilor şi cărbunilor (transportul cărbunilor şi minereurilor, umplerea silozurilor, densitatea şi mişcarea tulburelii, brichetarea), precum şi în cocsificare şi gazeificarea subterană a cărbunilor.

De asemenea, izotopii radioactivi se mai folosesc în chimia analitică a cărbunilor şi minereurilor : analiza de activare cu neutroni, metoda cu retrodifuzie, metoda de diluare a izotopilor.

Sînt prezentate, în continuare, alte posibilităţi de aplicare a izotopilor radioactivi şi anume : la măsurile de tehnica securităţii muncii în industria minieră în aerajul minelor şi măsurarea mărimii particulelor de praf, pentru studiul circulaţiei apelor de mină, determinarea coroziunii conductelor şi uzura maşinilor miniere, depistarea diferitelor defecte ale organelor de maşini (gamadefectoscopie, autoradiografie şi măsurarea grosimii pereţilor).

Radiaţiile au, de asemenea, o serie de efecte asupra rocilor, cărbunilor şi asupra proceselor de ardere, efecte care pot fi valorificate în industria minieră, industria petrolului etc.

Capitolul IV al lucrării se referă la protecţia muncii necesară în timpul lucrului cu izotopi radioactivi.

Sînt definite, de asemenea, o serie de mărimi întîlnite în fizica protecţiei contra radiaţiilor.

Ing. *Gh. Preda*

Documentare

Grützner, W. **Cercetări asupra efectului în procesul de flotaţie a colectorilor supuşi în prealabil unui cîmp electric.** În : Bergbauwissenschaften, nr. 7, 1963, p. 168—176.

În procesul de flotaţie se stabileşte un echilibru între forţele moleculare ale colectorului şi suprafaţa particulelor minerale. S-au întreprins cercetări pentru a se stabili dacă acest echilibru nu poate fi deplasat în favoarea randamentului de flotaţie, supunînd agentul colector unui cîmp electric înainte de introducerea acestuia în tulbureală. La tratarea electrică prealabilă a colectorului au fost consideraţi şi măsuraţi următorii parametri : tensiunea la plăcile condensatorului, durata efectului şi frecvenţa cîmpului electric precum şi temperatura şi concentraţia colectorului. Încercările de flotare s-au făcut atît cu minereuri feroase şi neferoase, cît şi cu cărbuni şi au arătat că pentru fiecare tip de amestec colector-mineral există o dependenţă strînsă între aceşti parametri şi conţinutul concentratelor de flotaţie. Cele mai bune rezultate sînt în zona concentraţiei critice coloidale a colectorului. Influenţa cîmpului electric asupra flotaţiei se datoreşte faptului că prin efectul de orientare moleculele sau micelele dintr-un strat molecular se grupează în pachete, ceea ce favorizează aderenţa acestora la suprafaţa particulei de mineral. Nu este exclus ca, în afară de aceasta, să intervină şi o polarizare a moleculei şi anume în cazul cîmpurilor electrice mai intense. Pentru a putea explica relaţiile complicate dintre cîmpul electric şi flotaţie este necesar să fie luate în considerare ambele aceste fenomene.

Dubodelov, V. A. şi Lescinschi, G. A. **Organizarea muncii la înaintarea rapidă a lucrărilor de la minele în construcţie ale combinatului Donetkşahtostroi.** În : Şahtnoie stroitelstvo nr. 5, 1963, p. 1—5, 6 tabele, 6 figuri.

Se examinează factorii principali care sînt de luat în consideraţie pentru creşterea vitezelor de înaintare în vederea reducerii termenelor de construire a minelor cu o producţie de 3—4 milioane de tone anual.

Ritmul de înaintare a lucrărilor miniere de la minele combinatului Donetkşahtostroi a ajuns în mediu la 250 m/lună, iar maşinile de încărcat au realizat pînă la 1450 m^3 de masa minieră/lună.

Succesele obţinute se datorează unei mai bune componenţe a brigăzilor, folosirii structurii raţionale a ciclului, îmbunătăţirii organizării muncii la îndeplinirea proceselor principale şi auxiliare de înaintare de la lucrările subterane.

Se indică factorii principali care din practică s-au dovedit ca cei mai eficienţi pentru realizarea indicilor tehnico-economici optimi.

De exemplu, productivitatea cea mai mare s-a obţinut la o anumită componenţă a muncitorilor de la frontul de lucru.

S-au îmbunătăţit schemele de amplasare a găurilor de împuşcare, mărindu-se coeficientul de utilizare a găurilor pînă la 0,9.

S-au mecanizat procesele de perforare, baraj, încărcarea şi evacuarea materialului.

S-au introdus perfecţionări la susţinerea provizorie şi definitivă precum şi la transportul cu vagonete de mare capacitate (3 t).

Se subliniază că la realizarea înaintărilor rapide a contribuit formarea brigăzilor complexe de muncitori auxiliari pentru deservirea unui număr de fronturi de lucru.

Zelidin, B .B. şi Efimov, V. I. **Proiectarea volumetrică.** În : Şahtonie stroitelstvo nr. 5, 1963, p. 25—26, 1 figură.

Se descrie metoda de rezolvare a proiectării unui puţ de mină în vederea amenajării transportului de cărbune prin acest puţ cu airlift de la o adîncime de 800 m.

Tehnologia instalaţiei de airlift impunea prevederea unui spaţiu suficient şi totodată economic pentru amplasarea raţională a elementelor componente, a conductei cu diametrul de 525—710 mm şi altele, precum şi posibilităţile de montaj şi de demontaj.

Pentru obţinerea soluţiei optime, s-au construit, de către proiectanţii Donghiproşaht, machete de lucru din lemn şi carton pentru două tronsoane de puţ de 25 m.

Cu ajutorul machetelor s-a reuşit să se repartizeze în mod raţional tot utilajul şi conductele, alegîndu-se susţinerea adecvată, precum şi rezolvarea problemelor de montaj şi de demontaj.

Metoda grafică de rezolvare a acestei probleme aplicată iniţial nu a dat rezultate precise şi clare.

Folosirea machetei a permis să se rezolve în mod corespunzător şi problema aerajului optim.

În felul acesta s-au obţinut soluţii, care pe cale grafică nu s-ar fi putut obţine, eliminîndu-se totodată greşeli posibile ce ar fi putut apărea în procesul de construire a puţului, cu repercusiuni asupra volumului de muncă şi cheltuielilor de execuţie.

Machetele au fost predate trustului pentru a fi folosite la organizarea lucrărilor.

Institutul Donghiproşaht continuă să aplice metoda proiectării volumetrice, contribuind astfel la progresul tehnic.

Zimanenko, S. S. **Metodologia de determinare a coeficienţilor de siguranţă a rezistenţei, necesari pentru detaliile utilajului minier de înaintare.** În : Şahtnoie stroitelstvo nr. 5, 1963, p. 10—13, 6 tabele, 2 diagrame.

Se expune metodologia elaborată de TNII Podzemşahtostroi pentru proiectanţii de maşini miniere, în ceea ce priveşte determinarea coeficienţilor de siguranţă care influenţează greutatea maşinilor şi a utilajului minier.

După ce se analizează noţiunea de coeficient de siguranţă şi metodele de calcul, se trece la studierea a cinci factori, care influenţează mărimea acestui coeficient :

— calitatea materialului, n_1
— gradul de importanţă a detaliului, n_2
— calitatea prelucrării suprafeţei, n_3
— condiţiile de lucru al elementului din utilajul de înaintare, n_4
— gradul de variaţie a sarcinii, K_i.

În cinci tabele se dau caracteristicile factorilor indicaţi.

Pentru obținerea valorii numerice a coeficientului s-au analizat date numeroase privind rezultatele tensiometrice; numărul detaliilor defectate; statistica defectelor; informații din literatură.

Coeficientul de siguranță se deduce din formula:

$$n = n_1 \cdot n_2 \cdot n_3 \cdot n_{4i} \cdot k_i.$$

Se dă un exemplu de calcul al coeficientului de siguranță pentru bulonul de fixare a capătului benzii de frînare.

Exemplul citat arată că cu ajutorul metodologiei expuse se poate calcula într-un mod simplu coeficientul necesar de siguranță, care permite să se aprecieze soliditatea detaliului calculat și calitatea materialului ales.

Piatkin, A. M. și Levin, E. I. **Despre mecanizarea complexă a abatajelor din minele existente.** In: Ugol nr. 2, 1963, p. 60—62.

Se discută propunerea lui V. N. Horin de a folosi, la o serie de mine, schemele de exploatare a stratelor cu înclinare mică, utilizînd puțuri oarbe, amenajate cu dispozitive spirale de transport.

Puțurile oarbe cu secțiunea de 14 m^2, amplasate la distanțe de 150 m, se prevăd cu jghiaburi spirale cu diametrul de 1050 mm, prin care se transportă circa 2 000 t/zi — producția corespunzătoare unui bloc.

Folosirea puțurilor oarbe este condiționată de mărimea productivității zăcămîntului (t/m^2), de unghiul de înclinare și de stabilitatea rocilor înconjurătoare.

Se face o comparație a eficienței de exploatare a puțurilor oarbe speciale și a planelor înclinate, în funcție de productivitatea zăcămîntului și unghiul de înclinare.

Din tabela cheltuielilor caracteristice comparative, rezultă un cost al exploatării cu puțuri oarbe cu 17% mai mic decît acela cu plane înclinate.

În consecință, se recomandă să se folosească metoda de exploatare cu puțuri oarbe amenajate cu igheaburi spirale, dacă condițiile miniere — geologice permit această posibilitate.

Revazașvihi, B. I., Ivanov, E. A. și Kulešov, T. G. **Rezerve de mărire a eficienței procesului de flotație.** In: Țvetnîe metalî nr. 5, 1963, p. 24—29.

Se analizează condițiile de flotație a unui minereu de cupru și ținînd cont de multiplicitatea factorilor, care influențează recuperarea cuprului în concentrat, pe baza unei metode de statistică matematică, se construiesc curbe de distribuție în vederea recuperării cuprului.

Pentru micșorarea dispersării valorilor contate pe baza legii lui Gauss, cum arată autorii, trebuie să se stabilească parametrii de intrare a minereului și preparare, ceea ce impune și dozarea reactivilor de flotație.

Se propune:

1. Analiza tuturor parametrilor de intrare a procesului de flotație, care scoate la iveală deranjările hărții tehnologice de regim.

2. Pentru determinarea rezervelor posibile trebuie să se analizeze intrarea și ieșirea sistemului, utilizînd metoda statisticii matematice.

3. Pentru micșorarea zonei de dispersare a parametrului de ieșire, trebuie stabilizați parametrii de ieșire în așa fel ca zona de dispersare să coincidă cu zona admisă, determinată de harta tehnologică de regim.

În felul acesta se pot obține coeficienții de recuperare apropiați de 92—94%.

Mirosin, E. E. **Calculul transportului betonului prin țevi, pentru lucrările de rambleiere.** In: Gornî Jurnal nr. 5, 1963, p. 46—53, 3 tabele, 2 figuri.

Se expun condițiile de exploatare prin metoda cu înmagazinare, care au dus la necesitatea rambleierii cu beton și pietriș.

Pentru a realiza aceasta s-a făcut o serie de experiențe cu scurgerea betonului prin conducte sub greutatea proprie și cu aer comprimat, stabilind prin calcule posibilitatea rambleerii cantităților de la 745 m^3 pînă la 14 126 m^3 pe o distanță orizontală geometrică de la 230—585 m și cu înălțimea coloanei verticale de 185 m. Debitul de rambleiere a atins și 100 m^3/h. În concluzie se arată că: metodologia propusă de calcul a instalației transport prin autoscurgere și scurgere pneumatică, dă rezultate satisfăcătoare, obținîndu-se practic aceiași indici. Viteza de transport la autoscurgerea betonului este de 0,7—1,2 m/s și la transportul pneumatic — de 2—4 m/s.

Bock, H. **Desecarea șlamurilor brute de cărbune cu ajutorul filtrelor-presă compartimentate** In: Glückauf, 98 nr. 23, 1962, p. 1369—1972.

La o instalație de spălare a cărbunilor nu se putea obține o limpezire a apelor de spălare, iar reactivii folosiți pentru accelerarea procesului de sedimentare aveau un efect foarte redus. Din cauză că în bazinul de colectare a apelor se scurgea și filtratul de la filtrele cu tambur, precum și apele rezultate de la centrifugarea cărbunilor, se producea o continuă îmbogățire a apelor reziduale în particule fine de cărbune, care erau evacuate prin prea-plin și se pierdeau. Pentru evitarea acestor neajunsuri s-a folosit o instalație de filtre-presă, construită pentru o capacitate de 80 m^3/h tulbureală, respectiv pentru o producție de 3 t/h șlam uscat. Instalația, prevăzută cu un sistem complet hidraulic de închidere și cu un dispozitiv pentru transportul automat al plăcilor combinat cu o barieră de siguranță, acționată optic, este deservită de un singur om pe schimb. Cele două filtre cu 80 plăci fiecare sînt deservite de o pompă cu șapte trepte, care refulează la 15—18 at. Se folosesc pînze de filtru speciale, confecționate din perlon. Se descrie instalația și schema circuitelor electrice. Șlamul filtrat are un conținut de apă de 21—22% la presiunea de 15 at și de 28—29% la 10 at iar filtratul este limpede.

Smidt, O. și Reuter, J. **Inovații și probleme în domeniul preparării granulațiilor foarte fine de cărbune.** In: Glückauf, 98, nr. 23, 1962, p. 1334—1342.

Datorită extinderii mecanizării tăierii cărbunelui, proporția de cărbune mărunt, sub 0,5 mm, în producția de huilă brută crește mult. Pentru acest motiv și ținînd seama de calitatea produselor, a fost necesar să se mărească capacitatea de prelucrare a instalațiilor de flotație și totodată să se perfecționeze procesul tehnologic pentru a reduce conținutul de cenușă al produselor. Astfel s-a introdus clasarea prealabilă, separînd pe ciururi speciale și în hidrocicloane fracțiunile sărace în cenușă +0,5 sau 0,75 mm, care nu trebuie să fie flotate. De asemenea s-a introdus flotația în cicloane cu injecție de aer și în pompe air-lift, condiționarea tulburelii de flotație în agitatoare cu mai multe etaje, în care se obține o emulsionare a uleiului de flotație în apă, se folosesc reactivi cu acțiune rapidă pe bază de alcooli de tipul metil-izobutil-carbinolului etc. În ce privește filtrarea, s-au înlocuit filtrele obișnuite cu vid, prin filtre-presă și s-a introdus încălzirea cu abur a turtei de filtrare. Pentru desecarea sterilului evacuat de la flotație, se folosesc floculareа cu agenți speciali și centrifugarea, obținînd astfel un steril cu 26—27% apă care poate fi depozitat.

Formanek, J. **Tehnologia și economia evoluției brichetării cărbunilor bruni din R. S. Cehoslovacă și importanța ei în viitor.** În: Paliva, 42, nr. 11, p. 334—338.

În R. S. Cehoslovacă, cărbunii bruni reprezintă sursa principală de energie pentru încălzire în industrie și în gospodării. Cărbunii bruni din R. S. Cehoslovacă se brichetează fără liant, spre deosebire de metodele folosite în R.P.U. și U.R.S.S. unde se folosesc lianți bituminoși sau cel puțin impregnarea brichetelor. În articol se prezintă importanța economică a brichetării, metoda folosită pentru brichetarea cărbunilor bruni, tratarea termică optimă a cărbunilor bruni la presarea fără liant etc.

Siebel, J. **Flotația magnezitului.** În: Erzmetall, 15, nr. 11, 1962 p. 570—577.

Magnezitul brut din zăcămintele de categorie inferioară este concrescut cu numeroase minerale accesorii, de exemplu: calcar, cuarț, talc, biotit, flogopit, muscovit, caolin, grafit etc. Întrucît aceste minereuri complexe trebuie să fie dezasociate printr-o măcinare la cîteva zecimi de milimetru, singura metodă de preparare este flotația. În flotația primară se elimină silicații care flotează ușor; în flotația principală se flotează magnezitul, în timp de carbonații și alte minerale accesorii care flotează greu, în special cuarțul, sînt depresate. În practică, procesul flotației se complică foarte mult din cauza numeroaselor varietăți de magnezit brut. Autorul clasifică aceste varietăți în opt grupe principale, iar pentru fiecare din ele se arată metoda de flotație aplicată în funcție de mineralele accesorii. În general se folosesc următorii reactivi: pentru flotarea silicaților — un ulei spumant, sapinolul (amestec de terpinoli, fenoli și ulei sulfonat); pentru flotarea magnezitului — lipolul (combinație de acizi grași, acizi grași sulfonați și sulfatizați, albcencină, eter poliglicolic); ca depresant pentru gangă se folosește produsul D D 95 (combinație de metafosfat, silicat și carbonat de sodiu).

Heikkinen, T. și Lehtonen, E. **Cercetări asupra măcinării autogene în două trepte.** În: Mine and Quarry Engineering, 28, nr. 11 ,1962, p. 482—489.

Cercetările asupra măcinării secundare și asupra celei primare au durat 10 ani. În prima etapă s-au făcut încercări de măcinare autogenă, secundară, cu minereu de greutate specifică 3,4—3,6 în moară de 2,2 m diametru și 2,2 m lungime. Paralel s-a procedat și la încercări de laborator. S-a conchis că diametrul optim al bucăților de minereu supuse măcinării secundare este de 25—30 mm. Ca urmare s-a construit o uzină de preparare în care măcinarea primară se face în două mori cu bare de 1,83 m diametru și 3,66 m lungime, iar măcinarea secundară autogenă în patru mori de 2,74 m diametru și 3,66 m lungime montate în serie cu clasoare cu greblă. Ulterior, încercări de măcinare autogenă în două trepte, în mori de 2,7 m diametru și 3,6 m lungime, au arătat că este economică și înlocuirea morilor cu bare de la prima treaptă de măcinare prin mori de măcinare autogenă, cu condiția de a se concasa și sorta în prealabil minereul.

Schmitt, G. **Consumul specific de aer al unei mine.** În: Schlägel u. Eisen, nr. 12, 1962, p. 913—917.

Pentru a putea compara datele referitoare la mai multe mine, consumul de aer trebuie raportat la producția brută. Din același motiv este necesar ca o dată cu consumul specific de aer comprimat să se indice și consumul specific de curent electric exprimat în kWh/t de producție pe aceeași perioadă. Se arată felul cum trebuie să fie întocmite tabelele pentru calculul consumului specific de aer comprimat și de curent electric, precizîndu-se că acestea trebuie să fie calculate pe baza consumului absolut pe zi și nu pe lună. De asemenea trebuie urmărit consumul în subteran și la suprafață, în zilele de lucru și de repaus. Se prezintă exemple de calcul și reprezentări grafice în funcție de producție și de timp și se arată modul în care se pot folosi aceste grafice.

Aprile, G. **Fenomene tranzitorii în aerajul minier.** În: Industria Mineraria, 13, nr. 12, 1962, p. 705—707.

Se studiază fenomenele care au loc în aerajul minier, la schimbările de regim, cum ar fi, de exemplu, oprirea bruscă a ventilatorului principal sau inversarea curentului de aeraj, fenomenele de extincție sau anulare a curentului etc. Plecînd de la cazul concret și simplificat al existenței unei singure galerii cu parametri cunoscuți, se stabilesc formule, respectiv curbe, referitoare la calculul și variația debitelor, vitezelor, rezistențelor etc. în cazul fenomenelor tranzitorii respective. Se dau indicații pentru extrapolarea aproximativă a formulelor pentru cazurile mai complicate (rețele cu multe ramificații).

Oppitz, B. **Proiect-tip pentru comanda și controlul la distanță al ventilatoarelor principale de mină.** În: Bergbautechnik, 13, nr. 1, 1963, p. 27—30.

Se arată stadiul actual al construcției instalațiilor pentru telecomanda și controlul la distanță al ventilatoarelor principale din mină, prin care se obțin economii de mînă de lucru și de cheltuieli de exploatare, asigurarea alimentării cu aer proaspăt a exploatărilor subterane și o utilizare optimă a capacității instalațiilor. Se prezintă schema de principiu și caracteristicile principale ale unei instalații de acest fel.

Buss, H. și Hertrich, F. **Punerea în exploatare a cîmpului carbonifer Nordlicht-West cu referire specială la săparea puțului de aeraj Prosper 9** (Nordlicht). În: Glückauf, 99, nr. 3, 1963, p. 105—129.

Pentru deschiderea și punerea în exploatare a unui nou cîmp carbonifer s-a săpat un puț de extracție și de aeraj prin metoda congelării. În acest scop s-au efectuat în prealabil cercetări seismice prin reflexie și mai multe sondaje, stabilindu-se astfel macrostructura, natura stratelor acoperitoare și stratificația cărbunelui. Pentru forarea sondajelor de congelare s-au folosit trei sondeze electrice. Porțiunea de 100 m de puți congelat a fost susținută cu tubinguri de fontă de tipul perfecționat, iar în spatele lor s-a turnat beton. Prin folosirea tubingurilor s-a obținut o mare rezistență la compresiune și flambaj, o etanșeitate satisfăcătoare, rezistența la coroziune și posibilitatea de a executa cu ușurință reparații. După terminarea porțiunii de 100 m, s-a continuat săparea puțului pînă la o adîncime de 675,50 m. Pentru susținere s-au folosit cărămizi speciale, cu rezistența de 150 kg/cm^2, iar în spatele zidăriei s-a turnat beton, obținîndu-se o etanșare satisfăcătoare. La armarea puțului s-au folosit moaze din oțel zincat. Se descriu lucrările de construcție și de fundare a acestui puț inclusiv instalațiile de la suprafață.

Mașină pentru mecanizarea ancorării. În: Colliery Guardian, 206, nr. 5309, 1963, p. 79—80.

Pentru asigurarea unui grad mai înalt de mecanizare a susținerii prin ancorare, s-a construit un cărucior pe pneuri cu o greutate de circa 3,5 t acționat de un motor de 30 CP, cu o înălțime de 70—150 cm, lățime de 65 cm, lungime de 4,5 m și care poate împinge ancora la o cursă pe 180—200 cm.

Un nou excavator În: Colliery Guardian, **206**, nr. 5311, 1963, p. 134.

Pentru exploatarea în carieră la mari capacităţi de producţie s-a construit un excavator în greutate de 9 000 tone, avînd un braţ cu o lungime de 75 m şi o cupă cu o capacitate de circa 25 m^3. Excavatorul are 52 motoare electrice a căror putere variază de la 0,25 pînă la 3 000 CP. Capacitatea excavatorului este de 14 000 t/zi.

Langenberger, H. **Raţionalizarea sistemului principal de transport în minele de huilă din Lorena.** În: Glüskauf, **99**, nr. 4, 1963, p. 173—183.

La minele Merlenbach-Cuvelette şi Simonin din bazinul Lorenei, cu producţia zilnică de 15 000 respectiv 10 000 t huilă, sistemul principal de transport din subteran este caracterizat pentru ambele mine printr-un înalt grad de concentrare şi prin automatizarea principalelor operaţii de transport. Transportul se desfăşoară la mina Simonin în trei circuite independente din punct de vedere funcţional şi anume: transportul în abataje, transportul pe galerii şi transportul pe puţ. Pentru a asigura un transport în flux continuu, între aceste trei circuite sînt intercalate silozuri-tampon. În circuitul de transport pe galerii, în cinci puncte ale minei se află staţii automate de încărcare care permit trecerea de la transportul continuu pe benzi, la transportul-navetă, realizat cu locomotive electrice rapide şi vagoane de 6 m^3. În apropierea puţului de extracţie sînt instalate silozuri-tampon cu o capacitate totală de 2 000 m^3. Rambleul este transportat hidraulic, iar pentru transportul materialelor este organizat un circuit auxiliar separat. Se descriu instalaţiile de transport, staţiile de încărcare, transportul cu schipuri în puţul de extracţie, dispozitivele automate pentru telecomandă a staţiilor de încărcare.

Gimm, W. şi Hartz, D. **Extracţia complet mecanizată a cărbunilor cu ajutorul găurilor de mină cu diametrul mare — o nouă metodă de extracţie şi de exploatare.** În: Bergakademie, **15**, nr. 2, 1963, p. 68—77.

În ultimul timp tehnica forării găurilor cu diametru mare este utilizată ca metodă pentru extracţia directă — fără explozivi — a cărbunelui din unele mine de cărbune. Principiul acestor noi metode este de a fora în stratul de cărbune — pornind de la o galerie sau de la un şanţ săpat la zi — o serie de găuri paralele cu diametrul mare, aşezate una lîngă alta. Cărbunele este extras continuu cu ajutorul prăjinilor de foraj, prevăzute cu spirale. Această metodă se aplică în strate de cărbune cu grosimea pînă la 1 m şi prezintă următoarele avantaje: nu este necesar ca oamenii să fie prezenţi în abataje; susţinerea este suprimată, fiind înlocuită cu mici pilieri de cărbune rămaşi între găurile adiacente şi care asigură o tasare lentă a coperişului; nu este necesar ca coperişul să fie rezistent; cărbunele extras este curat. Se descriu metodele de exploatare aplicate pe baza tehnicii găurilor largi în trei mine, precum şi utilajele folosite în acest scop. În funcţie de condiţiile de zăcămînt se obţin productivităţi de 7—40 t/post. În schimb, pierderile de cărbune rămas în zăcămînt se ridică pînă la 50%.

Tarján, G. **Propuneri pentru o metodologie de inventariere a cărbunilor în funcţie de preparabilitatea lor.** În: Banyaszati Lapok, **96**, nr. 4, 1963, p. 218—227.

Autorul arată metodologia de luare a probelor de cărbuni pentru determinarea preparabilităţii şi modul de determinare a greutăţii specifice a conţinutului de cenuşă, umiditate şi putere calorică. În continuare se indică modul raţional de întocmire a curbelor de spălare pentru diferite procedee de spălare a cărbunilor şi interpretarea indicilor tehnico-economici ai spălării.

Horvath, G. **Folosirea plugurilor în minele de cărbuni din R. P. Ungară.** În: Banyaszati Lapok, **96**, nr. 4, 1963, p. 235—242.

La unele mine din bazinele Kamló şi Borsod, s-au introdus în abataje pluguri de cărbune tip Loebbe şi PL-2 (fabricat în R. S. Cehoslovacă). Se prezintă date privind rezultatele obţinute cu aceste utilaje în diferite condiţii de zăcămînt, şi modul de măsurare şi control al productivităţii muncii în abatajele cu plug.

Popivanoff, D., Ilieff, M., şi Steganof, N. **Asupra susţinerii lucrărilor miniere de deschidere şi pregătire în minele de cărbuni din Republica Populară Bulgaria.** În: Freiberger Forschungshefte Bergbau **A 227**, 1962, p. 149—166.

Problema susţinerii lucrărilor miniere în Republica Populară Bulgaria are un aspect mai deosebit prin aceea că, pe de o parte, atît oţelul cît şi lemnul sînt materiale deficitare care trebuie importate, iar pe de altă parte, minele de cărbuni se află în condiţii geologice defavorabile, caracterizate prin presiuni mari şi viituri abundente de apă. Din acest motiv majoritatea galeriilor se sapă cu secţiuni mici, între 3,8 şi 5 m^2. Directivele date în această privinţă industriei miniere bulgare sînt: a) înlocuirea judicioasă a lemnului cu beton; b) adaptarea portanţei susţinerii cu beton la presiunile rocilor; c) scăderea preţului de cost al susţinerii cu beton pentru a deveni mai economică decît susţinerea cu lemn sau metalică. Articolul redă diagrame ale măsurătorilor de presiune efectuate în galerii cu diametrul Wöhlbier-Ambatiello precum şi diagrame pentru determinarea limitei de rentabilitate a folosirii lemnului şi a betonului armat în funcţie de durata galeriei şi de coeficientul de deficitate a lemnului. Analizîndu-se apoi susţinerea cu boltari în inele compresibile în condiţii geologice dificile, se arată că pînă în prezent aplicarea în R. P. Bulgaria a acestui tip de susţinere a dat rezultatele cele mai bune.

Hartz, D. şi Richter, E **Posibilităţi de îmbunătăţire a tehnologiei încărcării şi burării găurilor de mină şi de mecanizare a acestor operaţii.** În: Bergbautechnik, nr. 13, 1963, p. 92—98.

Modernizarea, respectiv mecanizarea operaţiilor de încărcare şi burare a găurilor de mină, rezultă din necesitatea de a micşora durata lucrărilor de împuşcare şi prin aceasta durata ciclului de lucru. Se examinează posibilităţile de îmbunătăţire a tehnologiei încărcării găurilor prin metode obişnuite cît şi prin metoda încărcării cu ajutorul aerului comprimat. Pentru modernizarea operaţiei de burare se trece în revistă metoda folosirii burajului prefabricat, burajul cu aer comprimat şi burajul cu apă. După examinarea caracteristicilor diferitelor procedee de încărcare şi burare a găurilor de mină se prezintă metodele considerate cele mai bune pentru operaţiile de împuşcare în minele de cărbuni, de minereuri şi de săruri potasice, cu exemple luate din R.D.G.

Zeschke, G.: **Metode noi de prospectare a zăcămintelor.** În: Zeitschrift für Erzbergbau und Metallhüttenwesen, nr. 16, 1963, p. 26—31.

Se examinează aplicarea la prospectarea zăcămintelor de minereuri a două metode noi: termoluminiscenţa şi măsurători de radioactivitate. Aceste metode de prospectare sînt indicate pentru recunoaş-

terea şi evaluarea ordinului de mărime numai a anumitor tipuri de zăcăminte. Se dau cîteva exemple practice de măsurători efectuate, trăgîndu-se concluzii asupra domeniului de aplicabilitate şi asupra preciziei determinărilor. Ambele metode se dovedesc, în multe cazuri, superioare metodelor geofizice uzuale şi de cele mai multe ori necesare pentru completarea măsurătorilor efectuate pe căi obişnuite. Ele prezintă şi avantajul de a se putea efectua zilnic de la 50 la 100 măsurători. Costul măsurătorilor este redus, iar interpretarea rezultatelor lucrărilor se poate face la scurt timp după efectuarea măsurătorilor.

Baker, A .R. şi Windle, D. A. **Asupra comportării lămpii de siguranţă cu benzină în prezenţa straturilor de metan** În : Bergbau nr. 14, 1963, p. 39—46.

Folosirea lămpii cu benzină pentru constatarea prezenţei gazului metan în curentul principal de aeraj şi siguranţa acestui procedeu sînt de multă vreme pe deplin confirmate. În articol se descriu încercările care s-au făcut pentru constatarea stratelor de gaz metan în tavanul galeriilor sau camerelor subterane şi eficacitatea diferitelor tipuri uzuale de lămpi cu benzină în aceste cazuri. În urma acestor încercări s-a constatat că indicaţia flacării lămpii nu corespunde concentraţiei metanului în planul gurii superioare a coşului metalic, ci de cele mai multe ori concentraţiei în planurile din jurul sticlei cilindrice de protecţie a lămpii. Se dau şi exemple de cazuri cînd flacăra a dat numai indicaţii neînsemnate sau nu a indicat deloc prezenţa stratelor inflamabile, deşi lampa se găsea în interiorul unui strat de metan. Cercetări de laborator au arătat că acest rezultat este condiţionat parţial de neetanşeităţi aflate deasupra părţii centrale a coşului metalic, în parte însă şi de curenţii de convecţie provocaţi de temperatura lămpii şi care agită stratul de metan făcînd să se formeze un curent continuu care porneşte de la baza lămpii şi se înfăşoară apoi în jurul acesteia, ridicîndu-se.

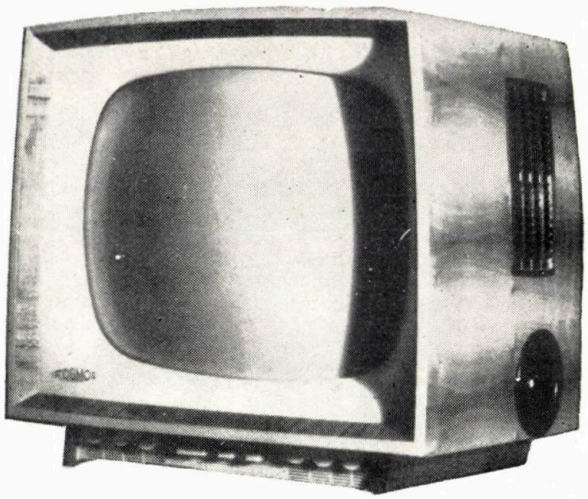
Fröhlich, K. **Influenţa modului de construcţie a pieselor de îmbinare asupra portanţei armăturilor la susţinerea galeriilor**. În : Glückauf, nr. 99, 1963, p. 225—238.

Trecerea tot mai intensă la susţinerea metalică a galeriilor a făcut ca în ultimii ani forma profilelor şi calitatea materialelor să fie în permanenţă îmbunătăţite. În ceea ce priveşte însă piesele folosite pentru îmbinarea segmenţilor, ritmul de perfecţionare a fost mai lent. Prin numeroase încercări şi prin experienţa cîştigată în subteran s-a putut stabili în ce măsură influenţează calitatea materialului, tipul şi rezistenţa pieselor de îmbinare asupra portanţei întregului element de susţinere. Din acest punct de vedere sînt analizate mai multe tipuri de piese de îmbinare pentru armături metalice dintre cele folosite în mod uzual. Se descriu şi se dau rezultatele experimentărilor efectuate cu un nou tip de îmbinare fără şuruburi, care permite o montare uşoară şi o răpire fără dificultate a armăturii. În legătură cu aceasta se examinează şi problema limitei de economicitate a operaţiei de răpire a armăturilor în galerii.

Cuvellette Coquide şi Nulluy. **Înaintarea rapidă (403 m într-o lună) la grupul minier din Lens-Liévin.** În : Revue de l'Industrie Minérale, nr. 3, 1963, p. 191—198.

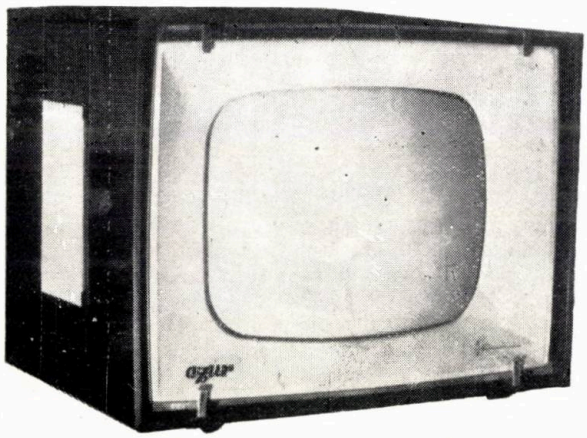
Grupul carbonifer din Lens-Liévin exploatează un strat de huilă de grosime mică şi inegală. Din acest motiv lucrările de pregătire trebuie să se desfăşoare pe scară largă pentru a se identifica lentilele exploatabile şi să aibă un avans important faţă de abataj, ceea ce duce la necesitatea măririi vitezelor de înaintare. O galerie de pregătire săpată în ianuarie 1962 a parcurs 403 m într-o lună avînd un profil de săpare de 9,5 m^2 cu o susţinere în cadre TH 330 de 21 kg, în cîmpuri de 1 m. Grosimea medie a stratului de cărbune în front a fost de 1,3 m oscilînd între 1,75 m şi 0 (efilare completă). Numărul de perforatoare în front a fost de trei cu sfredele de 2,40 m lungime, iar explozia cu microîntîrziere cu buraj prefabricat de argilă. Încărcarea s-a efectuat cu screpere reversibile, acţionate de un troliu cu viteză mare (1,65 m/s) deversînd prin intermediul unei estacade direct pe o bandă transportoare de 800 mm, putînd fi prelungită în tronsoane de cîte 50 m. Introducerea materialelor în front a fost asigurată de cărucioare circulînd pe o şină suspendată tip 18, iar aerajul — prin burlane cu diametrul de 600 mm. Vitezele obţinute au mers progresiv de la 6 m pe zi la 18 şi 21 m pe zi, în ianuarie 1962 realizîndu-se trei cicluri de cîte 2,20 m pe schimbul de 8 ore. Rezultatele bune ale avansării rapide au demonstrat avantajul concentrării, ceea ce a făcut ca în doi ani numărul fronturilor la această mină să fie redus de la 26 la 10.

MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONT 1883



AZUR

— Un televizor realizat cu circuite imprimate.
— Linie elegantă; stabilitate remarcabilă în funcționare.
— Imagine de înaltă calitate.
— Comutator de canale cu 12 poziții
— Diagonala ecranuiui de 43 cm.
— 16 tuburi electronice + 2 diode cu germaniu + 2 diode cu seleniu
— Tensiunile de alimentare: 120 V și 220 V.



COSMOS

— Un televizor modern cu ecran mare avînd diagonala de 54 cm.
— Imaginea de cea mai bună calitate datorită strălucirii ei deosebite.
— Aparatul este înzestrat cu cele mai noi dispoziitve de reglaj automat.
— Performanțe acustice deosebite.
— Televizorul este realizat cu cablaj imprimat
— Comutator de canale cu 12 poziții
— 18 tuburi electronice + 9 diode semiconductoare + 1 redresor cu seleniu
— 3 difuzoare

PRODUSE

DE UZINELE

Electronica

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIV | Nr. 9 | SEPTEMBRIE 1963

СОДЕРЖАНИЕ

Рипан Р, Паску Т и ТодоруцИ: *Определение скорости чиркуляции на отдельных стадиях цианирования золотосодержащей руды при помощи радиоактивного золота 198* В статье описывается способ определения при помощи радиоактивного золота 198, скорости циркуляции золота в агитаторах и сгустителях на одном из циановых заводов страны.

Определение скорости циркуляции золота было проведено непосредственно путем установки на пути движения раствора радиометрической аппаратуры, которая отмечала время прохода радиоактивных частиц, а также отбора проб в этих пунктах в разные интервалы времени.

Петреску Крецу И. и АлександруИ: *Штанговое крепление штреков при строительстве ГЭС „16 Февраля" Арджеш.* Авторы описывают способ временного штангового крепления, применяемого при проходке выработок большого сечения на строительстве ГЭС „16 Февраля" — Арджеш.

Сэвулеску С.: *Из опыта применения штангового крепления на лигнитовых шахтах*

Соколеску М., Боня Л. и Хайдук П.: *К вопросу изучения медного оруденения месторождения Пэрыул луй Аврам.* Описывается оруденение месторождения Пэрыул луй Аврам, как поздняя стадия оруденения Западных Карпат, имевшая место после извержения четрашских дацитов.

Амэрэску Р. и Дима В.: *О практике гидроизоляции путем нагнетания бентонитового раствора при проведении горных выработок.* Отмечается преимущество гидроизоляции горных выработок путем нагнетания бентонитовых растворов. Описываются положительные результаты полученные при проходке шахтных стволов в ВНР, рассматривается возможность применения бентонитов для подобных работ, в РНР. Приводятся результаты применения этого способа гидроизлляции при проходке шахтного ствола на одном из месторождений страны.

Фокша И, Тат С. и Фуйоря Д.: *Исследования по вопросу производства термостойких взрывчатых веществ и полученные результаты при их применении* Описаны исследования выполненные авторами с целью получения отечественного термостойкого взрывчатого вещества и представлены полученные результаты.

НАУЧНАЯ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬ

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

CONTENTS

Ripan, R., Pascu T., and Todoruţ, I. *The determination of the circulation velocities in the different phases of the cyaniding process of gold ores, by means of the radio-active gold 198.*

The determination by means of radio-active gold 198 of the time of retention on the agitators and in the thickeners, in a cyaniding plant of our country, is described. The determination in time of the circulation velocity of the gold ore in that plant, has been accomplished directly, by mounting radiometrical apparatus at the transit points between the installations, by marking the crossing time of the radio-active front and by taking samples in that points, at different intervals.

Petrescu Creţu, I. and Alexandru, I. *Timbering of the galleries of the hydroelectric power station „16 February" — Argeş by means of rock-bolts.*

The authors set forth the way, in which has been realised by means of rock-bolting, the temporary timbering of some mining works of great section.

Săvulescu, S. *Essays of rock-bolt timbering in lignite.*

Socolescu, M., Bonea, L. and Haiduc, P. *Contributions to the knowledge of the copper mineralization from „Pîrîul lui Avram".*

The mineralization of the region Pîrîul lui Avram is described, as a late phase of mineralization of the Apuseni mounts, manifested after the eruption of the dacites of Cetraş.

Amărăscu, R. and Dima, V. *About the use of the injection of bentonites in mining works. The impermeabilization works carried out at the mine of Tazlău.*

The advantage of waterproofing mining constructions by injecting bentonite solutions, is pointed out. After describing the favourable results obtained by the injection works of some mining shafts of the Hungarian Popular Republic, the possibility of using roumanian bentonites in similar works, is analysed. The recent results of bentonite injections in the extraction shaft of the potassium salt mine of Tazlău, are equally set forth.

Focşa, I., Tat, S. and Fuiorea, D. *Researches organized for the determination of the manufacture recipe of thermo-proof explosives and the results obtained in their experimenting in mines with high temperature.*

The researches organized by the authors, in view of obtaining an autochthonous thermo-proof explosive, the recipe and the results obtained, are presented.

FROM THE SCIENTIFIC ACTIVITY

REVIEWS

DOCUMENTATION

SOMMAIRE

Ripan, R., Pascu, T. et Todoruţ, I. *Détermination des vitesses de circulation, par phases de fabrication, dans l'application de la cyanuration des minerais aurifères, à l'aide de l'or radioactif 198.*

On indique la méthode employée dans une installation de cyanuration de la R.P.R. pour déterminer à l'aide de l'or radioactif 198, le temps de rétention dans les agitateurs et les épaississeurs. La vitesse de circulation du minerai aurifère dans cette usine de traitement a été déterminée directement en montant des indicateurs radiométriques aux points de passage entre les installations, en marquant la durée de passage du front radioactif et en prélevant des echantillons dans ces points à différents intervalles de temps.

Petrescu Creţu, I. et Alexandru, I. *Le soutènement des galeries par boulonnage à la construction de la centrale hydroélectrique „16 Februarie"-Argeş.*

Les auteurs présentent le mode de soutènement provisoire par boulonnage, dans les galeries à grande section.

Săvulescu, S. *Essais de soutènement par boulonnage dans les lignites.*

Socolescu, M., Bonea, L. et Haiduc, P. *Contributions à l'étude de la minéralisation cuprifère de Pîrîul lui Avram.*

On décrit la minéralisation cuprifère de Pîrîul lui Avram, comme une phase tardive des minéralisations situées aux monts Apuseni, manifestations postéruptives des dacites de Cetraş.

Amărăscu, R. et Dima, V. *Sur la pratique des injections de bentonite éxecutées à la mine de Tazlău pour l imperméabilisation des travaux miniers.*

On relève l'avantage de l'isolation hydrofuge des travaux miniers par injection des solutions bentonitiques. Après l'exposé des résultats favorables obtenus à l'isolation de certains puits de mine en Hongrie, on examine les possibilités d'utilisation des bentonites de la R.P.R. dans des travaux miniers similaires. On indique de même les résultats obtenus récemment par l'injection des solution bentonitiques effectuées au puits de la mine de potasse de Tazlău.

Focşa, I., Tat, S. et Fuiorea, D.: *Recherches exécutées pour établir la recette de fabrication des explosifs termorésistants et résultats obtenus à l'expérimentation de ceux-ci dans les mines à températures élevées.*

Sont présentées les recherches des auteurs pour la réalisation d'un explosif termorésistant autochtone, la recette de fabrication ainsi que les résultats obtenus aux essais.

ACTIVITÉ SCIENTIFIQUE
COMPTES-RENDUS
DOCUMENTATION

MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS KÖZPONTI 1883

INHALT

Ripan, R., Pascu, T. und Todoruţ, I. *Die Bestimmung der Umlaufgeschwindigkeiten auf Arbeitsphasen bei der Zyanlaugung der Golderze mittels radioaktiven Goldes 198.*

Es wird gezeigt wie die Aufhaltenzeit in Einwirkgefässen und Eindicker in einer inländischen Zyanlaugungsanlage mittels radioaktives Goldes 198 bestimmt wurde. Die Bestimmung der Umlaufgeschwindigkeit des Golderzes in dieser Anlage wurde direkt durch Einbau von radiometrischen Apparaten in den Übergangsstellen, zwischen Anlagen, durch Bezeichnen der Übergangszeit der radioaktiven Frontseite und durch Probenahme aus diesen Punkten in verschiedenen Zeitabschnitten, durchgeführt.

Petrescu Creţu, I. und Alexandru, I. *Der Ankerausbau in den Strecken der Hydrozentrale „16 Februar"-Argeş.*

Die Verfasser stellen den mit Ankerausbau durchgeführten provisorischen Ausbau einiger Strecken mit grossen Querschnitt vor.

Săvulescu, S. *Ankerausbauversuche in Lignit.*

Socolescu, M., Bonea, L. und Haiduc, P. *Zur Kenntnis der Kupfervererzung von Pîrîul lui Avram.*

Es wird die Vererzung von Pîrîul lui Avram als eine spättere Phase der Vererzungen aus den transilvanischen Erzgebirgen beschrieben, die nach der Cetraş-Daziteneruption eingetretten ist.

Amărăscu, R. und Dima, V. *Über die Praxis von Bentoniteinspritzungen in Bergbauten. Die in Tazlău durchgeführten Wasserabdichtungen.*

Es wird der Varteil der Wasserabdichtung der Bergbauten durch Einspritzungen mit bentonitischen Lösungen hervorgehaben. Nach der Darlegung der günstigen Ergebnissen die bei Einspritzung einiger Schächte aus der Ungarischen Volksrepublik erhalten wurden, es werden die Anwendungsmöglichkeiten der Bentoniten aus R.P.R. in ähnlichen Arbeiten analysisiert. Gleichzeitig sind die Ergebnisse der neun bentonitischen Einspritzungen die in dem Schachte der Kalisalzgrube von Tazlău durchgeführt wurden.

Focşa, I., Tat, S. und Fuiorea, D.: *Die durchgeführten Forschungen zur Feststellung des Herstellungsrezeptes der thermisch-wiederstandsfähigen Sprengstoffen und die bei Versuchen erhalten Ergebnisse in Gruben mit hohen Temperaturen.*

Es sind die von Verfasser durchgeführten Versuchen zur Herstellung einem inländischen thermisch-widerstandsfähigen Sprengstoffe, das Rezept und die Ergebnisse dargelegt.

AUS DER WISSENSCHAFTLICHEN TÄTIGKEIT
REZENSIEN
DOKUMENTIERUNG

Mineralimportexport

RUMANIA — BUCHAREST

STATE ENTERPRISE FOR FOREIGN TRADE
3, G ASSAN STREET
TEL. 15.09.30 • 14 09.26
Cables: MINERALIMPORTEX — Bucharest

MINERALIMPORTEXPORT
RUMANIA
BUCHAREST

Offers

Natural Bitumen from Derna Tatarus of the highest quality and in a varied range of assortments.

It is used for:

- road building
- electro-technical insulations
- waterproof insulations
- industry of lacquers. paints. etc.

Întreprinderea Poligrafică „Informația", str. Brezoianu nr. 23—25, București, c. 3485

43 413

Lei 5

E1433

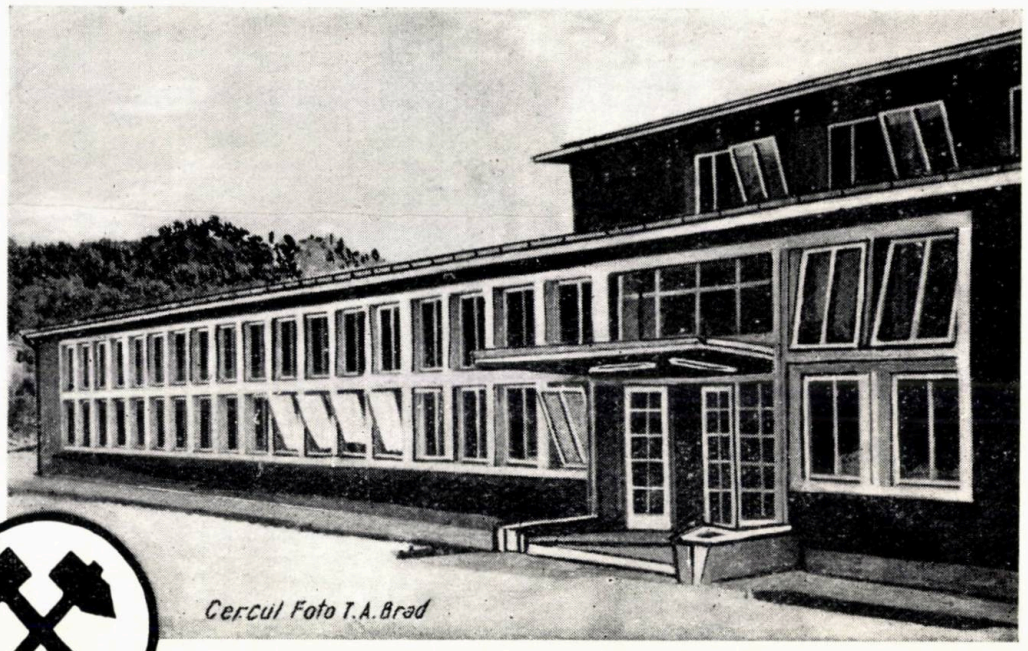
REVISTA MINELOR

VOLUMUL XIV NUMĂRUL 10 PAGINA 429 — 476

10

BUCUREŞTI OCTOMBRIE 1963

Trustul Aurului Brad



Cercul Foto T.A. Brad

Grup social la intrarea minei Baia de Arieș

ORAȘUL BRAD Str. MOȚILOR Nr. 15
RAION BRAD — REG. HUNEDOARA

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

Anul XIV **Nr. 10** **Octombrie 1963**

REDACŢIA: BUC., Str. SF. ION NOU 33, Tel.: 21.26.03

CUPRINS

Pagina

OLOSU, P. şi LAZĂR, A.: **Înaintare de 262 m pe lună la E. M. Roşia-Montană** . . . . . 429—431

ZĂMÎRCĂ, P., SCHMIDT, H. şi AMĂRĂSCU RITA: **Betonul torcretat — o nouă metodă de susţinere şi de hidroizolare a construcţiilor din subteran** . . . . . 432—442

LADISLAU, A.: **Indicii de preparare şi modul lor de aplicare la uzinele de preparare a cărbunilor din Valea Jiului** . . . . 443—448

KOSAREVA, T. şi BERGHEŞ, ŞT.: **Consideraţii generale cu privire la paleogeografia şi metalogeneza masivului Poiana-Ruscă** . . . 449—453

MUNTEANU, N.: **Săparea puţului nr. 3 Godeni cu aplicarea procedeului de îngheţare** . . . 454—466

PĂTRAŞCU, M., COICULESCU, M., MACOVEI, O., HERŢA, ILEANA, HEINCZ, M. şi HEINCZ MARIA: **Combaterea prafului la puşcare** . 467—473

NOTE

IUŞAN, V.: **Utilizarea raţională a ventilatoarelor de aeraj parţial — sursă de economii** . . . . 473—474

DIN ACTIVITATEA ŞTIINŢIFICĂ

DOCUMENTARE 474—475

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTAREȚU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing. FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; candidat în științe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A., ing. ROMAN P.; ing. ȘERBAN A.; prof. ing. VANCI GH.; candidat în științe ing. VLAD P.

Înaintare de 262 m pe lună la E. M. Roşia-Montană

Ing. P. Olosu şi ing. A. Lazăr

Principalele lucrări de exploatare de la Roşia-Montană sînt situate în cele două masive riolitice — Cetate şi Cîrnicul — în care sînt cantonate mineralizările neogene reprezentate prin volburi şi filoane.

Din datele cunoscute se constată că, în adîncime, cele două masive tind să se unească, iar legătura între mineralizaţii este marcată printr-o serie de filoane situate în breciile de la limita riolit — sedimentar şi identificate prin lucrările vechi (galeria Mesaroş, Irina etc.).

Pentru cercetarea în adîncime a acestor mineralizaţii şi, mai ales, pentru deschiderea la un nivel inferior a unor filoane, s-a început în 1962 săparea unei galerii transversale, la nivelul orizontului — 60 m, din puţul Cetate, spre masivul Cîrnicul. Pînă la sfîrşitul anului s-au săpat 111 m din această lucrare. În primul trimestru al anului 1963 s-au săpat încă 134 m, însumînd astfel 245 m de galerie săpată.

Deschiderea zăcămîntului prezentînd o urgenţă, conducerea E. M. Roşia-Montană a luat hotărîrea de a organiza o înaintare rapidă, în continuarea acestei lucrări, urmînd a se executa o avansare lunară de 250 m.

În acest scop, în cursul lunii martie 1963, s-au făcut pregătirile necesare, şi anume:

— s-a reprofilat ultima porţiune a galeriei, pe o lungime de 30 m, montîndu-se pe această porţiune o linie ferată dublă pentru crearea posibilităţilor de garare a vagonetelor goale;

— s-a revizuit reţeaua de alimentare cu aer comprimat, montîndu-se conducte de $2\frac{1}{2}$", în locul celor cu diametru mai mic;

— s-a montat un ventilator Prohodka şi tuburi de aeraj, pentru asigurarea unei aerisiri corespunzătoare a locului de muncă;

— s-au confecţionat panouri de linie ferată din şină de 9,3 kg/m, sudate pe traverse metalice, pentru prelungirea rapidă a liniei ferate, pe măsura avansării lucrării;

— s-a format o brigadă compusă din trei echipe de lucru — cîte una pentru fiecare schimb — alcătuită din: doi mineri, un ajutor-miner şi un vagonetar; cîte un maistru-miner, un artificier şi un mecanic pe fiecare schimb au primit sarcina de a controla şi ajuta echipele în executarea lucrărilor.

Ca şef de brigadă a fost numit un miner cu experienţă, care şi-a ales doi şefi de echipă şi membrii echipei din schimbul său; şefii de echipă, la rîndul lor, şi-au ales coechipierii, fiecare pentru schimbul respectiv.

S-a alcătuit un grafic de lucru şi s-a stabilit schema de plasare a găurilor de mină, în aşa fel ca să se execute două cicluri pe schimb şi o avansare de 1,6 m pe ciclu, adică şase cicluri şi o avansare de 9,4 m pe zi.

Fiecărui membru din echipă i s-au fixat atribuţiile şi operaţiile ce le are de executat, astfel încît lucrările să decurgă normal, fără întreruperi.

Pentru ca fiecare membru al echipei să cunoască modul de lucru şi atribuţiile ce-i revin, s-a făcut un instructaj cu întregul personal al brigăzii, lămurindu-se scopul lucrării, motivele care determină urgenţa săpării şi modul de execuţie a fiecărei operaţii şi a lucrărilor în ansamblu.

S-a stabilit, astfel, ca lucrarea să se sape cu un profil de excavare de 5,44 m^2, nearmat în porţiunile ce traversează roci de categoria II şi armat în roci de categoria III. În porţiunile ce necesită armare se vor utiliza cadre de lemn confecţionate la suprafaţă şi montate în cîmpuri la distanţă de 2 m.

Echipele au fost dotate cu perforatoare CP—29, susţinute pe coloane pneumatice — două pentru lucru şi două de rezervă — şi cu maşină de încărcat LZK—3p.

Perforarea găurilor de mină s-a executat cu două perforatoare, utilizînd o schemă de plasare a găurilor cu sîmbure piramidal. La un atac se perforau 18 găuri de mină, în lungime de 1,8 m, realizîndu-se o înaintare medie de 1,7 m, ceea ce revine la circa 10,1 m/zi, rezultînd un coeficient de utilizare a găurilor de mină de 0,94.

Pe un m^3 de rocă excavată revin circa 2 găuri de mină, în lungime totală de 3,6 m, sau 2,46 găuri pe m^2 de suprafaţă de front.

La perforare s-au utilizat tije cu secţiune hexagonală de 22 mm şi capete detaşabile, armate cu plăcuţe dure, cu tăişul în formă de daltă simplă, de 42 mm. S-a aplicat perforarea umedă, utilizîndu-se în acest scop un agregat mobil, care s-a alimentat cu apă dintr-un bazin.

Consumul de exploziv realizat a fost de 1,9 kg pe m^3 de rocă excavată.

Aprinderea găurilor de mină se făcea electric, cu ajutorul explozorului, utilizîndu-se capse electrice instantanee şi cu întîrziere.

Încărcarea în vagonete a materialului excavat se făcea cu ajutorul maşinii de încărcat, transportul vagonetelor spre puţul de extracţie şi de

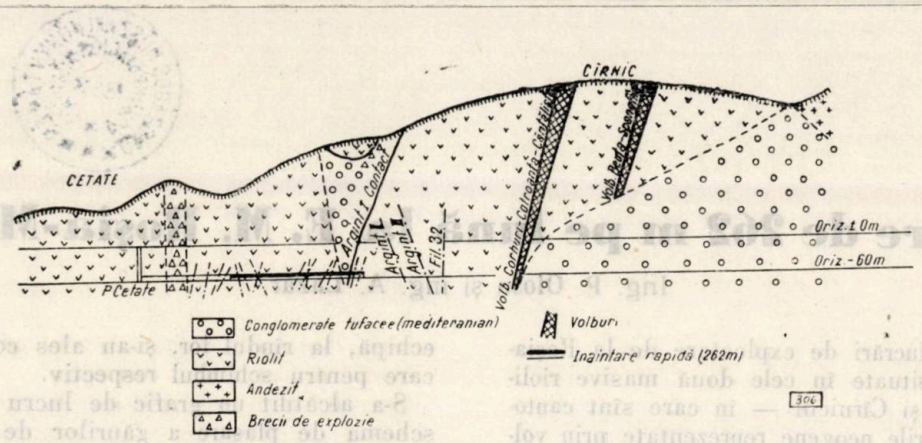


Fig. 1. Profil geologic prin structura Cetate-Cîrnic.

la puț spre front făcîndu-se cu ajutorul unei locomotive cu acumulatoare.

Vagonetele goale se transportau de la puț pînă la linia dublă, construită în luna martie 1963, unde se garau și de unde se aproviziona locul de muncă în măsura necesității.

Pentru schimbarea vagonetelor pline cu vagonete goale, s-a montat o placă metalică lîngă linia ferată, pe care era trecut vagonetul gol, eliberînd astfel linia ferată și dîndu-se posibilitate de evacuare vagonetului plin, după care vagonetul gol era trecut din nou pe linie și introdus la frontul de lucru. Pentru montarea plăcii metalice s-a lărgit porțiunea de galerie din locul respectiv. Pe măsura avansării frontului de lucru se deplasa și placa metalică pentru

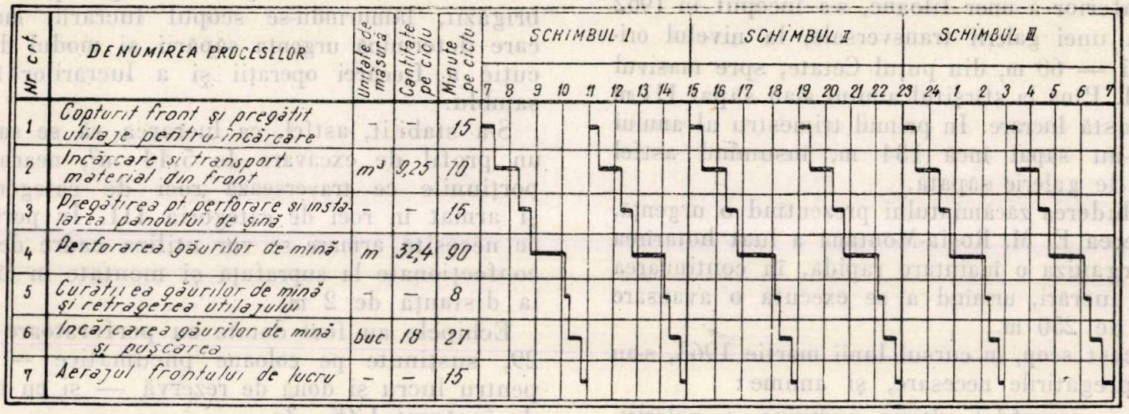


Fig. 2. Planograma pentru săparea galeriei transversale Cetate-Cîrnic orizontul —60m.

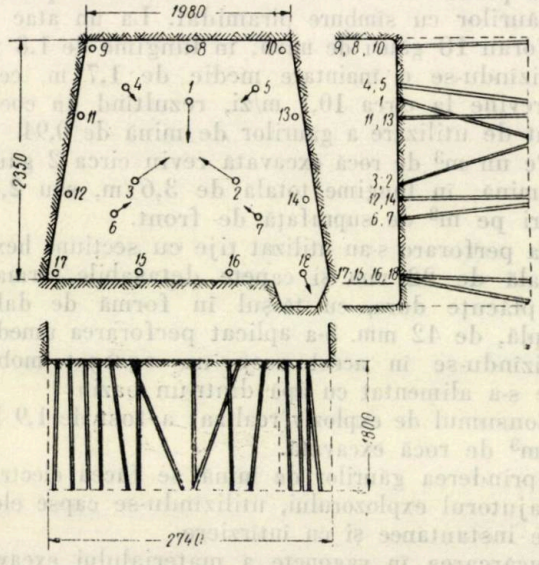


Fig. 3. Schema de plasare a găurilor.

Tabela 1

Nr. crt.	Specificare	U.M.	Planificat	Realizat
1	Profil	m²	5,44	5,44—3,87
2	Categoria rocii	—	II	II—III
3	Componența echipei	—	3×4	3×4
4	Numărul schimburilor pe zi	—	3	3
5	Număul ciclurilor pe schimb	—	2	2
6	Înaintare pe ciclu	m	1,6	1,7
7	Înaintare pe zi	m	9,4	10,1
8	Înaintare pe lună	m	250	262
9	Productivitate	m/post	0,801	0,839
10	Numărul de găuri pe ciclu	—	18	18
11	Numărul de găuri pe metru pătrat de front	—	3,31	2,46
12	Consum de exploziv	kg/m³	1,90	1,74

schimbarea vagonetelor; această schimbare a locului de montare a plăcii metalice s-a făcut din 50 în 50 m, placa fiind trasă cu locomotiva electrică cu acumulatoare.

Paralel cu avansarea frontului de lucru se executa și prelungirea liniei ferate, prin montarea panourilor confecționate la suprafață, montarea reducîndu-se la pregătirea vetrei și prinderea cu șuruburi a ecliselor de legătură.

Pentru micșorarea presiunilor în rocile cu stabilitate mai mică, s-a trecut de la profilul de 5,44 m² nearmat la profilul de 3,87 m² iar în roci nestabile — de categoria III-a — s-a trecut la armarea galeriei în cadre de lemn.

Din totalul de 262 m de înaintare realizată în cursul lunii aprilie 1963, porțiunea nearmată, cu profilul de 5,44 m², are o lungime de 28 m, cea cu profilul de 3,87 m² — o lungime de 174 m, iar profilul de 5,44 m² armat are lungimea de 60 m.

Indicii tehnico-economici planificați și realizați în cursul lunii aprilie 1963 la săparea acestei lucrări sînt redați în tabela 1.

Realizarea unei viteze de avansare de 262 m/lună la săparea acestei galerii, ținînd seamă că s-a lucrat într-un singur front și în condiții dificile, reprezintă un succes pentru sectorul minier metalifer.

Importanța acestei realizări este cu atît mai mare cu cît, cu ajutorul ei, s-a rezolvat o problemă urgentă de producție, iar brigada, condusă de Botar Ilie, deși fără prea multă experiență în executarea înaintărilor rapide, îmbinînd elanul cu mijloacele tehnice disponibile, s-a achitat conștiincios de sarcina încredințată.

Această realizare a influențat pozitiv și obținerea unor viteze mărite la săparea lucrărilor miniere de la E. M. Barza și celelalte exploatări ale Trustului aurului Brad. În urma unei consfătuiri, cu caracter de schimb de experiență, ținută la trust, șefii de brigăzi și echipe de la E. M, Barza au luat cunoștință de metoda de lucru aplicată la Roșia-Montană și, ca urmare, s-au angajat să urmeze acest exemplu. Rezultatele obținute în luna iunie 1963 — cînd s-au realizat mai multe înaintări de peste 100 m/lună și front — reprezintă un început bun în mărirea vitezelor de înaintare și în realizarea cu succes a sarcinilor și angajamentelor luate.

Bibliografie

[1] Lubenescu, D. *Pentru o justă organizare a înaintărilor rapide a lucrărilor miniere.* Revista Minelor nr. 9/1951, p. 2—5.

[2] Șandru, L. *Noutăți în săparea galeriilor în roci tari și foarte tari.* Revista Minelor nr. 1/1956. p. 10—21.

[3] Botea, Al. *Realizarea a 250 m/lună la galeria de coastă de la mina Dîlja.* Revista Minelor nr. 5/1963, p. 189—193.

Betonul torcretat, o nouă metodă de susţinere şi de hidroizolare a construcţiilor din subteran

I

Ing. P. Zămîrcă, ing. H. Schmidt şi ing. Ritta Amărăscu

În tehnica modernă a construcţiilor subterane, realizarea vitezelor rapide de înaintare se impune ca o problemă de deosebită importanţă.

La construcţiile care necesită a fi susţinute, posibilitatea de realizare a vitezelor mari depinde în primul rînd de felul susţinerii — provizorie sau definitivă — şi de modul cum se execută această susţinere.

În prezent, în urma mecanizării operaţiilor de perforare şi de încărcare cu utilaje de productivitate mărită, susţinerea în lemn, oţel sau prefabricate de beton, constituie operaţia cea mai deficitară, întrucît (după B. Fettweis):

— în cazul înaintărilor cu încărcare manuală şi cu perforatoare ţinute în mînă sau montate pe coloane pneumatice, cota ce revine operaţiilor de susţinere, executate de asemenea manual, reprezintă 14—20% din timpul de lucru aferent unui ciclu de înaintare;

— în cazul înaintărilor cu încărcare mecanizată şi folosirea perforatoarelor roto-percutante, montate pe cărucioare de perforare cu acţionare hidraulică, cota parte a lucrărilor de susţinere creşte la 30—33%, adică aproape la dublu.

În dezavantajul susţinerilor din lemn, oţel sau prefabricate de beton armat, intervine deformarea şi cedarea lor, cînd se manifestă presiuni, ele favorizînd chiar creşterea acestora, întrucît permit contactul permanent al aerului cu roca dezvelită, ceea ce contribuie la alterarea şi exfolierea ei.

La construcţiile de profil mare (rampe, camere subterane şi tunele), susţinerea provizorie în lemn, care se practică la noi în majoritatea cazurilor, îngreuiază lărgirea la secţiunea definitivă (cînd înaintarea se execută în două faze) şi îngrădeşte spaţiul de lucru şi de circulaţie, precum şi spaţiul necesar pentru diferitele conducte, în special pentru conductele de aeraj.

De asemenea, în cazul infiltraţiilor de apă, metoda de susţinere în cadre de lemn, oţel sau prefabricate de beton nu permite izolarea acestora.

Pe lîngă toţi aceşti factori negativi, necesitatea de a trece la alte metode de susţinere se impune şi în urma aprovizionării din ce în ce mai dificile a şantierelor cu lemn de mină şi cherestea, care devin materiale tot mai deficitare. Susţinerea metalică întîmpină de asemenea dificultăţi în procurarea materiei prime şi prezintă totodată — la fel ca şi prefabricatele de beton armat — un preţ de cost ridicat.

În străinătate, în urma dezavantajelor menţionate ale susţinerii în cadre, se practică în prezent pe o scară foarte largă metoda susţinerii prin beton torcretat (Spritzbeton), care este considerată ca cea mai mecanizată dintre metodele moderne de susţinere.

Potrivit acestei metode, se proiectează pe bolta şi pe pereţii construcţiei subterane un înveliş de beton aderent, etanş şi impermeabil, fără a recurge la cofraje fixe sau glisante, transportul şi proiectarea betonului efectuîndu-se pneumatic. Metoda face astfel posibilă executarea rapidă a susţinerii, asigurînd în consecinţă şi condiţii corespunzătoare realizării vitezelor mari de înaintare (fig. 1).

În funcţie de condiţiile rocii, betonul torcretat se aplică atît ca susţinere provizorie, cît şi ca susţinere definitivă, la durităţi de rocă de $f \geqslant 2$ (după scara Protodiakonov), fie sub formă de susţinere exclusiv în beton, fie în combinaţie cu ancore, plasă de sîrmă, grilaj de oţel sau chiar oţel profilat.

Pe lîngă rapiditatea ei de executare, această metodă de susţinere prezintă şi alte avantaje, de ordin tehnic şi economic. Astfel:

— reduce secţiunea lucrărilor de susţinut, deci şi volumul lor de săpare;

— micşorează la minimum porţiunea nesusţinută la frontul de săpare, fără a fi expusă deteriorării în urma operaţiei de împuşcare, după cum este cazul la susţinerea cu cadre;

— asigură aderenţa perfectă a susţinerii la rocă, chiar şi în cazul rocilor dezagregate şi umede;

— creează protecţia deplină a construcţiei în cazul incendiilor şi micşorează pierderile la aeraj, faţă de susţinerea în cadre;

— asigură etanşeitatea faţă de apele de infiltraţie, făcînd posibilă captarea şi drenarea lor, chiar şi în cazul viiturilor sub presiune;

— susţinerea provizorie din beton torcretat făcînd parte din susţinerea definitivă ulterioară, se economiseşte costul şi timpul necesar pentru îndepărtarea susţinerii provizorii, în cadre, în

cazul cînd condițiile rocii reclamă executarea susținerii în două faze.

Aderența bună a betonului torcretat și rezistența sa statică, întrec calitățile altor susțineri definitive, iar datorită rezistenței sale mult mai mari la compresiune și la încovoiere, grosimea învelișului din beton torcretat poate fi redusă cu 30—50% față de grosimea susținerii din beton cofrat.

*

Denumirile de „torcret", „gunit", „mortar spriţuit" (Spritzmörtel), „beton spriţuit" (Spritzbeton) și „beton torcretat" se referă în principiu la unul și același procedeu. Este un amestec de nisip-pietriș cu ciment și după caz și cu alte adaose, care se transportă pneumatic cu ajutorul unor mașini speciale la o duză, unde se adaogă apa necesară și care, datorită presiunii aerului comprimat, se proiectează cu mare viteză pe pereții și bolțile construcției subterane sau pe alte suprafețe suport. Pe măsura aplicării amestecului intervine o sortare granulometrică automată, urmată de priza și de întărirea amestecului.

Fig. 1. Susținerea unei galerii prin beton torcretat.

Cuvîntul „torcret" se compune din expresiile latinești „tector" — curățitor și „concretum" — beton, iar cuvîntul „gunit" derivă din expresia engleză „cement gun", adică „pușcă de ciment". Ambele coincid cu denumirea de mortar spriţuit sau torcretat, adică un amestec de nisip-ciment, avînd granulația maximă de 3 mm. Noțiunea de beton torcretat s-a creat o dată cu construirea unor tipuri de mașini, cu ajutorul cărora se pot proiecta agregate cu granulație mai mare decît aceea a mortarului.

În anul 1911 inginerul George Rice atrage atenția asupra celor trei proprietăți caracteristice ale mortarului torcretat (rezistență mecanică ridicată, aderență și etanșeitate), semnalînd posibilitatea sa de aplicare în minerit. Bureau of Mines din Pittsbourg (S.U.A.) introduce în 1914 noul procedeu în cîteva galerii experimentale ale minei Brucetown. După sfîrșitul primului război mondial, procedeul se extinde și în Europa, unde firma „Torkret G.m.b.H." din Essen (R.F.G.) construiește primele mașini de torcretat.

Aplicat de aproape 50 ani în minele de cărbuni și de minereuri, sub formă de înveliș din mortar de ciment pentru protejarea rocii contra dezagregării acesteia (prima aplicare în mineritul romînesc avînd loc la mina Lupeni în anul 1926), procedeul de torcretare în subteran s-a extins în proporții mai mari abia în ultimii 10 ani, datorită următoarelor împrejurări:

1. Dezvoltarea și perfecționarea unor tipuri de mașini de gabarit redus, pentru granulație pînă la 30 mm a agregatelor, cu o capacitate de proiectare a amestecului pînă la 8 m^3/oră.

2. Dezvoltarea tehnologiei de torcretare, datorită îmbunătățirii calității cimentului și a inventării diferitelor adaosuri speciale pentru accelerarea prizei, mărirea aderenței și etanșeității betonului, precum și a rezistenței sale contra apelor normale și agresive, adică a adaosurilor speciale absolut necesare pentru aplicarea susținerii din beton torcretat.

În urma acestor perfecționări, vechiul procedeu de torcretat mortar se practică în prezent în subteran sub formă de torcretare de beton, putîndu-se realiza într-o singură repriză un înveliș portant în grosimi pînă la 200 mm, grosimea sa totală, aplicată în mai multe reprize, ajungînd pînă la 700 mm.

3. Posibilitatea combinării betonului torcretat cu elemente auxiliare de susținere, ca: ancore, plasă de sîrmă sau grilaj de oțel, arce de oțel și prefabricate de beton.

Hotărîtoare pentru extinderea acestei metode a fost, în sfîrșit, lipsa din ce în ce mai acută a lemnului de mină, precum și rezultatele excepțional de bune, obținute în diferite țări la susținerea provizorie și definitivă în beton torcretat a construcțiilor de tuneluri, metrouri și de hidrocentrale.

Dezvoltată și aplicată prima dată la asemenea construcții în Austria și Elveția, metoda de torcretare a betonului a pătruns cu repeziciune din nou în domeniul construcțiilor miniere, ca de exemplu la „Bleiberger Bergwerks-Union", la minele metalifere din „Mitterberg" și la „Steirischer Erzberg" din Austria, unde susținerea se realizează în majoritate prin beton torcretat.

În prezent metoda se aplică și în numeroase alte țări ca: U.R.S.S., Franța, Anglia, R.F.G., R.P.U., R.S.C., R.P.B., Cuba, Uruguay etc., atît la construcții de suprafață, cît și la susținerea construcțiilor din subteran.

Numai în Austria s-a realizat pînă în anul 1958 o suprafață de 1/2 milion m^2 beton torcretat, după cum s-a arătat la colocviul ținut în noiembrie 1960 la Școala superioară montanistică din Leoben, cu tema „Susținerea galeriilor subterane prin beton torcretat".

Dat fiind importanța și avantajele tehnico-economice pe care le prezintă susținerea din be-

ton torcretat pentru mineritul din R.P.R., vom expune, pe baza documentației adunate, în cadrul lucrării de față :

— caracteristicile acestei susțineri ;

— tehnologia procedeului ;

— caracteristicile celor mai importante tipuri de mașini de torcretat beton, a adaosurilor de accelerare a prizei și a celor necesare pentru hidroizolare.

— cîteva date compartive privind costul susținerii.

I. Comportarea rocilor în cazul construcțiilor subterane și a betonului torcretat ca element de susținere

Calitatea oricărei susțineri corespunzătoare rezidă în capacitatea ei de adaptare la proprietățile și condițiile specifice ale diferitelor roci. În această privință betonul torcretat se prezintă ca un material aproape ideal, întrucît — considerînd numeroasele exemple de aplicare în străinătate — se pretează pentru orice rocă de tăria $f \geqslant 2$, fie ca susținere de sine stătătoare, fie în combinație cu ancore (în special cu ancore „Perfo") sau cu alte elemente auxiliare de susținere.

Teoria comportării rocilor în cazul construcțiilor subterane arată că în roca virgină, datorită greutății ei proprii, există întotdeauna o stare de tensiune, care pe direcție orizontală se repartizează mai mult sau mai puțin uniform. La construcțiile subterane însă (galerii, tunele, camere etc.) excavațiile nu mai participă la suportarea greutății rocilor suprapuse, astfel că porțiunile marginale ale excavației trebuie să reziste la o sarcină suplimentară în vederea menținerii echilibrului rocilor. Ca urmare, intervin tensiuni marginale (transversale și longitudinale), legate pe de o parte de sarcina suplimentară și pe de altă parte de mărimea și forma excavației.

Tendința generală a rocilor este de a se sustrage de la această suprasarcină, ele exercitînd ca urmare mișcări de destindere în spre golul excavat. Amplitudinea acestei mișcări depinde în cea mai mare parte de proprietățile rocilor.

În cazul rocilor friabile sau cu presiuni, mișcările de destindere se pot transforma în mișcări de presiune, o dată cu formarea unui „inel de presiune" în jurul excavației (fig. 2).

Desfășurarea mișcărilor de destindere, precum și formarea „inelului de presiune" necesită un anumit timp, a cărui mărime variază după felul rocilor, dar poate varia și în aceeași rocă. În rocile compacte, de exemplu, durata acestor mișcări poate să se extindă pînă la 3 săptămîni.

După sfîrșitul mișcărilor, excavația nu se mai află sub tensiune, fiind expusă numai greutăților proprii ale unor porțiuni de rocă din bolta și pereții profilului, care nu mai fac parte direct din structura inițială a rocii. În consecință intervine tendința de exfoliere a acestor porțiuni de rocă, în urma căreia ele se desfac cu încetul din poziția lor inițial împănată.

Față de rocile consolidate, unde mișcările de destindere încetează cu timpul, în roci friabile și fisurate aceste mișcări pot afecta chiar porțiuni îndepărtate de profilul excavat, întrucît datorită greutății lor proprii, porțiunile de rocă de pe marginea profilului se desprind din structura lor inițială, contribuind astfel la creșterea diametrului inelului de presiune și se produc surpări, cu conturarea unui nou profil, de obicei de formă ogivală.

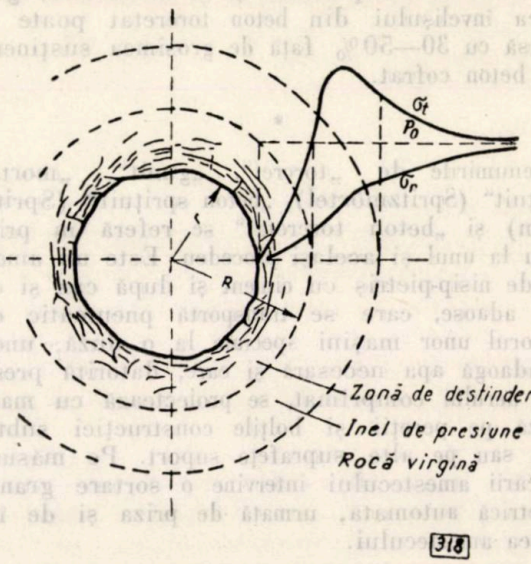


Fig. 2. Repartizarea tensiunilor în jurul unui gol excavat (după L.v. Rabcewicz).

În cazul rocilor cu presiune sau a unor suprasarcini apreciabile care intervin la adîncimi mari, precum și în cazul rocilor plastice sau necimentate, mișcările în spre interiorul profilului excavat se manifestă imediat după excavarea golului și pot fi stăvilite numai prin aplicarea imediată a unei susțineri rezistente.

Raza zonei de destindere, precum și presiunea radială pe care o exercită această zonă, se pot determina prin calcul, admițînd o anumită coeziune și frecare interioară pentru o anumită înălțime a rocilor acoperitoare. Durata acestor mișcări nu poate fi însă determinată și trebuie luate deci măsuri, ca mișcarea de destindere a rocilor să contribuie cît mai puțin la micșorarea golului excavat.

Pe de altă parte însă, zona în care se desfășoară această mișcare este cu atît mai mare, cu cît sînt mai reduse frecările interioare ale rocii și cu cît este mai mică rezistența susținerii însăși. Se tinde deci spre realizarea unei astfel de susțineri, care să facă posibilă menținerea unor frecări interioare mari și care să ajungă în cel mai scurt timp posibil la o rezistență constructivă cît se poate de bună.

Aceste condiții le satisface în întregime betonul torcretat, care acoperind întreaga supra-

față interioară a golului excavat și asigurînd un înveliș aderent și etanș, menține frecările interioare ridicate, elimină presiunile ce rezultă din umflarea rocilor și frînează tendința lor de exfoliere și de desprindere. Totodată datorită accelératorilor de priză de tip nou, învelișul de beton torcretat ajunge într-un timp foarte scurt la rezistențe mărite de compresiune, încovoiere și de forfecare.

În cazul cînd torcretarea cu beton se aplică înaintea terminării perioadei de mișcare a rocii dezvelite, acest beton pe lîngă frînarea acestei mișcări o și urmărește în decursul prizei, datorită plasticității sale.

Nefiind legat de cofraje, betonul torcretat poate fi aplicat imediat după terminarea operațiilor de excavare prin exploziv sau prin mijloace mecanice. Această proprietate a susținerii din beton torcretat este de importanță foarte mare, îndeosebi în cazul rocilor moi și al celor tari, dar friabile sau fisurate, la care se impune terminarea cît mai grabnică a procesului de destindere, în vederea repartizării tensiunilor și a

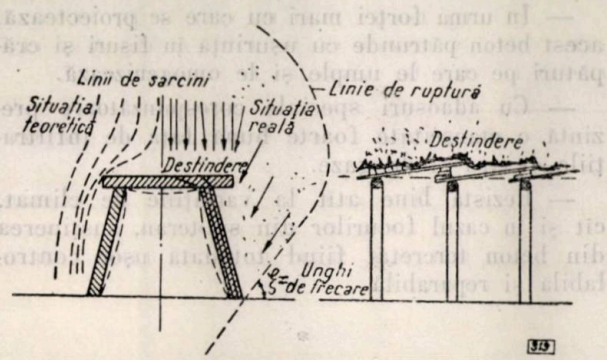


Fig. 3. Mișcarea de destindere a rocii în cazul armăturii trapezoidale (după E. Rotter).

asigurării și pentru aceste categorii de roci a unei capacități de autosusținere, similară aceleia a rocilor tari și compacte, care nu reclamă susținere.

Comparînd comportarea susținerii din beton torcretat cu acele din cadre de lemn, oțel sau prefabricate, rezultă că la acestea din urmă slăbirea și desprinderea rocii nu poate fi evitată în întregime, întrucît elementele lor sînt numai în cîteva puncte în contact direct cu roca, aceste construcții fiind astfel supuse încontinuu deformărilor longitudinale și transversale (fig. 3).

În cazul susținerii din beton torcretat însă, un înveliș de numai cîțiva centimetri împiedică exfolierea și desprinderea rocii, evitînd astfel deformarea profilului și asigurînd rocii la care aderă, capacitatea de a suporta solicitările locale de compresiune și încovoiere.

Modul de acționare a susținerii din beton torcretat este schițat în figurile 4 și 5.

Din figura 4 se desprinde că în rocă consolidată, dar friabilă și cu tendința de a forma copturi, este suficient un strat de beton torcretat de 3 cm grosime și 3 cm lățime, cu rezistență de 1 kg/cm² la forfecare și aderență, pentru fixarea unui bloc de rocă cu dimensiunea de 1/3 (1×1×1) = 0,33 m³, în greutate de circa 900 kg.

În roci neconsolidate (grohotișuri, sedimente necimentate etc), care nu sînt complet lipsite de coeziune, betonul torcretat se aplică sub formă de susținere provizorie, în combinație cu plasă de sîrmă sau grilaj de oțel și arce de oțel, după caz. La construirea galeriei de fugă a hidrocentralei Schwarzach (Austria) de pildă, porțiunea ce trece prin grohotișuri, avînd un profil de 45 m², a fost consolidată provizoriu cu un înveliș din beton torcretat de 5 cm grosime, pentru care s-a folosit un accelerator de priză în proporție de 10% din dozajul de ciment.

Fig. 4. Modul de acționare a betonului torcretat ca înveliș de protecție contra copturilor, în rocă consolidată, dar friabilă (după E. Rotter).

Din figura 5 reiese modul cum susținerea din beton torcretat asigură zona degajată A în contra exfolierii și desprinderii rocii, în cazul rocilor neconsolidate, preluînd totodată suprasarcinile respective pe direcția liniilor de sarcini indicate.

II. Caracteristicile și compoziția betonului torcretat. Adaosuri speciale

Compoziția betonului torcretat este asemănătoare aceleia a betonului obișnuit. El se compune din:

— agregate (nisip-pietriș), cu granulație de 0—30 mm;

— un liant (cimentul) de obicei în dozaj mai ridicat (300—450 kg/m³);

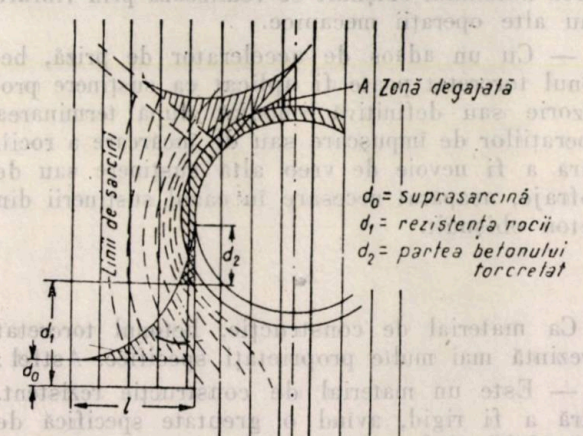


Fig. 5. Modul de acționare a betonului torcretat ca susținere în rocă neconsolidată (după E. Rotter).

— apă, în cantitate cît mai redusă, pentru asigurarea prizei rapide și a aderenței ;

— adaos special de diferite tipuri.

Între betonul torcretat și cel obișnuit există însă deosebiri esențiale și anume :

— Amestecul betonului torcretat (agregate — ciment — adaos special, sub formă de accelerator de priză) se produce întotdeauna uscat, transportul lui efectuîndu-se tot în stare uscată, întrucît apa necesară se adaogă numai la duza de proiectare a betonului, aproape de momentul cînd amestecul o părăsește.

— Din cauza vitezei mari de proiectare, granulele agregatelor cu $\Phi > 1$ mm ricoșează de pe rocă și rezultă pierderi de 15—25% din masa betonului, în care pierderea de ciment, în urma granulației sale mai fine, nu întrece 10—15%. Uneori aceste pierderi sînt recuperabile.

În urma automatizării procesului de producție a betonului obișnuit, intervenită în special la unitățile mari de fabricat beton, influența forței omenești asupra compoziției betonului este aproape în întregime eliminată. În cazul betonului torcretat însă, se pot stabili în prealabil și automatiza dozarea cimentului și a adaosului special, precum și cantitatea de pietriș și de ciment, nu însă și cantitatea de apă necesară, dat fiind că mărimea acesteia se orientează după gradul de aderență a betonului pe suprafața de torcretat, care depinde astfel de experiența și conștiinciozitatea manipulatorului duzei de proiectare și de condițiile locale din subteran.

— În cazul betonului torcretat consumul de energie este mult mai mare decît în cazul betonului pompat sau vibrat. Acest consum crește cu distanța la care se află mașina de la frontul de lucru și variază, după cum torcretarea se efectuează în mers continuu sau intermitent, în cazul mașinilor care permit proiectarea numai în șarje, consumul pe m^3 beton fiind mai ridicat.

— Betonul torcretat obține densitatea și compactitatea sa prin viteza și puterea cu care este proiectat pe suprafața suport, în timp ce îndesirea betonului obișnuit se realizează prin vibrare sau alte operații mecanice.

— Cu un adaos de accelerator de priză, betonul torcretat poate fi aplicat ca susținere provizorie sau definitivă imediat după terminarea operațiilor de împușcare sau de încărcare a rocii, fără a fi nevoie de vreo altă susținere sau de cofraje, neapărat necesare în cazul susținerii din beton obișnuit.

*

Ca material de construcție, betonul torcretat prezintă mai multe proprietăți specifice. Astfel :

— Este un material de construcție rezistent, fără a fi rigid, avînd o greutate specifică de 2,1—2,35 t/m^3.

— În funcție de tipul și dozajul cimentului, precum și de felul agregatelor și al adaosului special folosit, rezistența sa la compresiune atinge 300—600 kg/cm^2.

— Are o forță mare de aderență, care, ca și rezistența sa la forfecare, este de ordinul a 1 kg/cm^2.

— Scurt timp după aplicare, betonul torcretat cîștigă rezistențe echivalente unui foarte bun teren de construcție, după cum rezultă din următoarele valori, stabilite la torcretarea galeriilor hidrocentralei Tauern-Glockner-Kaprun, din Austria.

Tabela 1

Rezistența betonului torcretat în funcție de durata prizei

Timpul decurs după aplicarea betonului, ore	σ_d (compresiune) kg/cm^2	σ_b (încovoiere) kg/cm^2
3	8— 9	3— 4
6	28—30	6— 7
12	40—45	15—18
24	80—90	25—30

— În urma forței mari cu care se proiectează, acest beton pătrunde cu ușurință în fisuri și crăpături pe care le umple și le omogenizează.

— Cu adaosuri speciale corespunzătoare prezintă o etanșeitate foarte bună față de infiltrațiile de apă și de gaze.

— Rezistă bine atît la variațiile de climat, cît și în cazul focurilor din subteran, susținerea din beton torcretat fiind totodată ușor controlabilă și reparabilă.

*

După cum s-a arătat mai sus, progresul cel mai de seamă în evoluția tehnologiei betonului torcretat s-a realizat, pe lîngă perfecționarea constructivă a mașinilor respective și prin introducerea adaosurilor speciale.

Pentru a putea obține un beton torcretat aderent, rezistent, compact și impermeabil, componentele lui trebuie să îndeplinească anumite condiții, fără de care nici efectul adaosurilor speciale nu va fi cel scontat.

Agregatele. Cu privire la compoziția granulometrică a amestecului de torcretat, pentru mortarele cu $\Phi_{max.} = 7$ mm linia de ciuruire *B*, iar pentru betoanele cu $\Phi_{max.} = 25$ mm linia de ciuruire *E* din figura 6, apar ca cele mai adecvate.

Deoarece fiecare granulă de agregat trebuie să fie învelită complet de liant, particulele fine necesită un dozaj mult mai mare de ciment decît cele mari. După Brzesky la aceeași valoare de apă/ciment *(a/c)*, cantitățile necesare de ciment cresc pe măsură ce diametrele granulelor de agregat se micșorează. De exemplu, dozajul de ciment pentru un agregat cu $\Phi_{max.} = 7$ mm este dublu, față de cel necesar unui agregat cu

Φ_{max} = 25 mm. Creşterea dozajului de ciment reclamă însă şi creşterea dozajului de adaosuri speciale, ceea ce duce astfel la scumpirea procedeului.

Strîns legate de dimensiunea şi de forma granulelor, sînt şi pierderile de beton prin ricoşare.

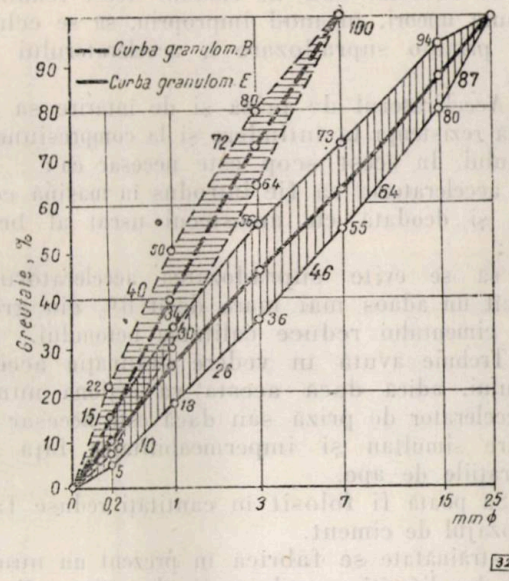


Fig. 6. Curbe granulometrice pentru mortarul şi betonul torcretat (după O. Drögster).

Acestea vor fi mai mici la granulele de formă sferică şi mai mari la cele plate, aşchioase sau tetraedrice. Figura 7 indică, în funcţie de diametrele granulelor, pierderile probabile prin ricoşare *p*, pentru un beton torcretat, cu 492 kg ciment/m³, cu valoarea *a/c* de 0,38. Ricoşarea maximă (17,5%) se înscrie pentru Φ = 12 mm, scăzînd atît spre diametrele mai mari (18 mm), cît şi spre cele mai mici. Diametrele foarte mici

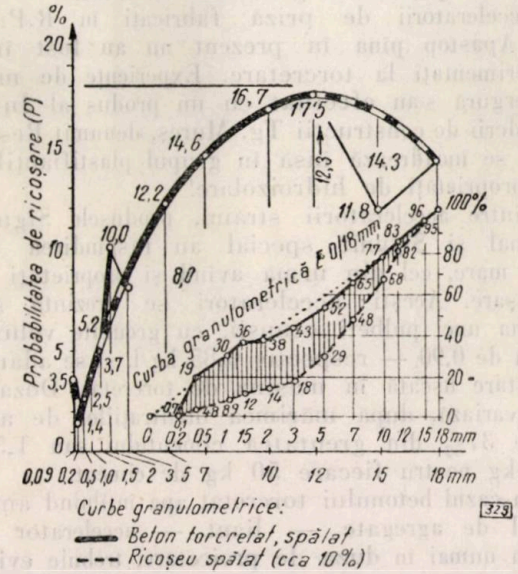


Fig. 7. Probabilitatea de ricoşare în raport cu diametrul granulelor (după O. Drögsler).

(material prăfos), cu Φ < 0,2 mm au ricoşări de asemenea mari şi trebuie deci eliminate.

O combinaţie granulometrică folosită cu succes în betonarea torcretată a unor construcţii importante, ca cea a tunelelor Karawanken, Wolfsberg şi Weberkogel (Semmering) din Austria, a galeriilor hidrocentralei Maggia din Elveţia etc., este cea indicată în figura 8.

Curba realizată se apropie de linia de ciuruire *E*, avînd următoarele componente: 0—1 mm... 25%; 1—3 mm ... 30%; 3—7 mm ... 25% şi 7—25 mm ... 20% (total 100%), granulele de 0,02 mm menţinîndu-se sub 2%.

Liantul cel mai adecvat şi cel mai frecvent utilizat în cazul betonului torcretat este cimentul Portland. Excepţional, ca de exemplu la marele tunel Adda (Italia), s-a utilizat un amestec de ciment Portland cu 15% ciment Tras sau, ca în cazul tunelului Kärnten (Austria), un ciment special, rezistent la ape sulfatate. În com-

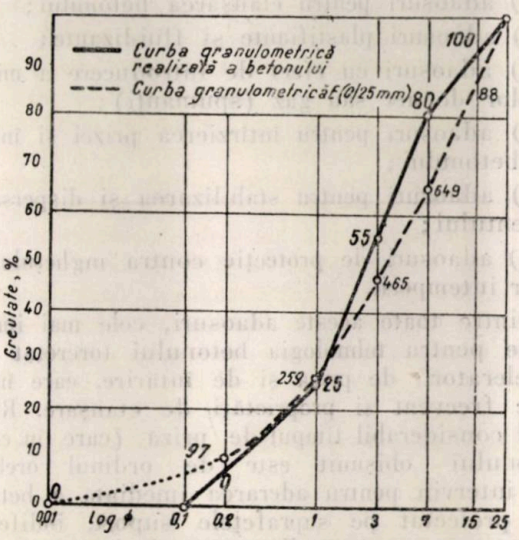


Fig. 8. Curba granulometrică realizată, în comparaţie cu curba *E*, ambele cu granulaţie maximă de 25 mm (după G. Knoth).

binaţie cu acceleratorul de priză se recomandă însă folosirea exclusivă a cimentului Portland cu o vechime de cel mult 4 săptămîni. Pentru mortarul şi betonul torcretat cu Φ_{max} < 7 mm, dozajul necesar este de 600—800 kg ciment/m³ beton, în timp ce pentru betonul torcretat cu 25—30 mm Φ_{max}, acest dozaj scade la 250—450 kg ciment/m³, media cea mai favorabilă înscriindu-se între 300 şi 350 kg/m³.

Betonul torcretat, utilizat în construcţia tunelelor elveţiene Franziskus şi Laui (dintre localităţile Brunnen şi Sisikon) a avut următoarea componenţă: ciment Portland în dozaj de 300 kg/m³, 40% pietriş de 8—20 mm diametru, 50% nisip de 0—8 mm diametru şi 10% nisip cu Φ = 0—4 mm.

Valoarea a/c. De importanţă mare, în cazul betonului torcretat este mărimea acestei valori, care cu cît este mai redusă, cu atît rezistenţa betonului este mai mare. În cazul mortarului

torcretat ϕ_{max} = 7 mm valoarea optimă a acestei cifre se înscrie între 0,45 și 0, 47, scăzînd la betonul torcretat ϕ_{max} = 25 mm. la 0,35 — 0,38 Be.

Aceste valori teoretice se obțin aproape automat în timpul torcretării. întrucît cantitatea prea mică de apă se înregistrează imediat prin creșterea cantității de praf la proiectarea amestecului și a pierderilor prin ricoșare, în timp ce cantitatea prea mare de apă cauzează lunecarea și desprinderea betonului torcretat de pe suprafața suport. Apa utilizată trebuie să fie curată și nu prea rece (t > 5°C).

Adaosurile speciale, menite să confere anumite proprietăți mortarului și betonului, pot fi clasificate, după efectul lor asupra acestora, în următoarele grupe principale:

a) acceleratori de priză și de întărire a betonului;

b) adaosuri pentru etanșarea betonului;

c) adaosuri plastifiante și fluidizante;

d) adaosuri cu efect de introducere a microporilor de aer sau gaz (spumanți);

e) adaosuri pentru întîrzierea prizei și întăririi betonului;

f) adaosuri pentru stabilizarea și dispersarea cimentului;

g) adaosuri de protecție contra înghețului și altor intemperii.

Dintre toate aceste adaosuri, cele mai importante pentru tehnologia betonului torcretat sînt acceleratorii de priză și de întărire, care întrunesc frecvent și proprietăți de etanșare. Reducînd considerabil timpul de priză (care în cazul betonului obișnuit este de ordinul orelor), ele intervin pentru aderarea imediată a betonului proiectat pe suprafețele suport, indiferent dacă acestea sînt înclinate, verticale sau în consolă și chiar dacă ele sînt umede sau cu infiltrații de apă.

Din această aderență bună și din legarea intimă a componenților betonului rezultă totodată și o reducere a pierderilor prin ricoșare.

Întărirea rapidă a betonului are loc sub influența acestor substanțe, fără pierderi importante de căldură, împiedicîndu-se astfel formarea crăpăturilor prin contracțiune. Atunci cînd aceste adaosuri au și proprietăți de etanșare, ele conferă betonului impermeabilitatea față de infiltrații și afluențe de apă de joasă presiune.

Din punctul de vedere al compoziției lor chimice acceleratorii de priză și de întărire conțin în general săruri alcaline ale hidroxizilor, carbonaților, silicaților, aluminaților și clorurilor. Cînd au și proprietăți de impermeabilizare, conțin și hidroxizi de metale grele și geluri de silicați, la care se adaugă frecvent și siliconi, precum și săpunuri metalice. Adaosurile speciale se prezintă sub formă de lichide și în ultimul timp, din ce în ce mai frecvent sub formă de praf.

La alegerea celui mai adecvat accelerator de priză și de întărire, este necesar a se ține cont de următoarele considerente:

1. Începutul procesului de întărire a betonului să nu fie sub 1,5—2 minute întrucît, în caz contrar, se riscă întărirea amestecului în mașina de torcretat sau în furtun. Acest fenomen se caută uneori, în mod impropriu, să se echilibreze printr-o supradozare a acceleratorului de priză.

2. Acceleratorul de priză și de întărire să nu reducă rezistența la întindere și la compresiune a betonului. În acest scop este necesar ca:

— acceleratorul să fie introdus în mașină continuu și deodată cu amestecul uscat al betonului;

— să se evite supradozarea acceleratorului întrucît un adaos mai mare decît 8% din greutatea cimentului reduce calitatea betonului.

3. Trebuie avută în vedere destinația acceleratorului, adică dacă acesta va acționa numai ca accelerator de priză sau dacă este necesar să asigure simultan și impermeabilitatea față de infiltrațiile de ape.

4. Să poată fi folosit în cantități reduse față de dozajul de ciment.

În străinătate se fabrică în prezent un număr mare de diferiți acceleratori de priză, dintre care cei mai răspîndiți sînt: Sigunitul normal și special (firma Sika-Plastiment din Elveția), Isocret, Isocret extra, Isocret CG și TH (firma Murexin din Austria), Tricosalul din R.F.G., Arda din Italia.

În U.R.S.S., în cadrul catedrei de Materiale de Construcții L.I.I.J.T., s-a experimentat o largă gamă de substanțe chimice ca acceleratori de priză (clorura de fier și de calciu, aluminați și carbonați de sodiu, fluorura de sodiu și de potasiu, etc.), cele mai bune rezultate fiind obținute cu un amestec de 1—3% NaF și 3% „OES", raportate la greutatea cimentului.

Acceleratorii de priză fabricați în R.P.R., tip Apastop pînă în prezent nu au fost încă experimentați la torcretare. Experiențe de mică anvergură s-au efectuat cu un produs al Întreprinderii de construcții Tg. Mureș, denumit Resso, care se încadrează însă în grupul plastifianților, cu proprietăți de hidroizolare.

Dintre acceleratorii străini, produsele Sigunit normal și Sigunit special au răspîndirea cea mai mare, cel din urmă avînd și proprietăți de etanșare. Acești acceleratori se prezintă sub forma unei pulberi cenușii, cu greutate volumetrică de 0,90 — respectiv 0,85 kg/l, și se adaugă în stare uscată în mașina de torcretat. Dozajul lor variază, după mărimea infiltrațiilor de apă, între 37% din greutatea cimentului sau 1,5—3,5 kg pentru fiecare 50 kg de ciment.

În cazul betonului torcretat apa întîlnind amestecul de agregate — liant — accelerator de priză numai în duza de proiectare, trebuie evitat ca aceasta să curgă înapoi pe furtun, spre a preveni înfundarea acestuia.

Temperatura prea joasă ($t < 5°C$) a amestecului proaspăt sau a suprafeței suport prelungesc timpul de priză. Același efect are și un ciment prea vechi. În condiții normale de lucru, la temperaturi de 16—18°C, utilizînd ciment Portland obișnuit, timpii de priză ai acceleratorului Sigunit (normal sau special) sînt:

Adaos în proporție, %	Începutul prizei, s	Sfîrșitul prizei, min
3—4	40	$2_1/^2$—4
5—7	20	1—2

În cazul construcțiilor subterane, cu infiltrații mari de ape, care necesită lucrări de prectanșare sau de drenare prin metoda furtunului sau prin alte metode, se recurge la un mortar cu adaosuri de tipul produsului elvețian Sika 2 sau a celui austriac, denumit Murexin Blitzbinder, care asigură priza instantanee. Priza cu durata de 15—20 s, asigură închiderea ivirilor de apă chiar în cazul cînd acestea sînt sub presiune și îndeosebi dacă ele apar pe fisuri sau crăpături înguste.

Pentru iviri mai mari de apă, care necesită preetanșări pe suprafețe mai întinse, se folosește un mortar cu adaosuri de priză rapidă și proprietăți de impermeabilizare tip Sika 1a sau Murexin M, cu timpii de priză variind în raport cu diluția (1 : 1 pînă la 1 : 4), de la cîteva zeci de secunde, la 2—3 minute.

Dintre celelalte categorii de adaosuri speciale, care se folosesc la torcretarea betonului, cele plastifiante-fluidizante prezintă interes în cazul transportului pe distanțe mai lungi al amestecului de beton, îndeosebi cînd acest transport se efectuează pneumatic.

Aceste adaosuri înlesnesc lunecarea amestecului pe conductă sau furtun, îl „fluidizează" și reduc totodată pericolul de dezamestec. De asemenea reduc valoarea a/c ameliorînd în consecință rezistența betonului și uneori și etanșeitatea acestuia.

Plastifianții tip Plastiment N sau Sikacrete N (produse elvețiene, cel din urmă avînd și proprietăți de etanșare) sau plastifianții de tipul produsului austriac Ferrocret, folosiți în proporție de numai 0,5—1% din greutatea cimentului, reduc cu 15—20% cantitatea necesară de apă, pe lîngă fluidizarea bună a betonului.

Efectul adaosurilor spumante constă în introducerea microporilor de aer în masa betonului care pot avea de asemenea proprietăți plastifiante-fluidizante. Ele reduc greutatea specifică a betonului, precum și permeabilitatea acestuia, conferindu-i totodată o bună rezistență față de îngheț.

Deși răspîndite într-o mare varietate de produse ca: Air Entraining Agent (S.U.A.), Darex AEA (Austria, Franța), Entrainit, Teapot (Anglia), Plastocrete N, Sikanol B, Frioplast (Elveția), SSB (U.R.S.S.) adaosurile spumante au dezavantajul că micșorează în general rezistența betonului.

Dintre substanțele plastifiante-fluidizante în fază de experimentare în R.P.R., pe lîngă produsul menționat Resso, citățm Vinsolul (laboratorul I.C.M.E.) și produsul OF—15 (colectivul prof. Nenițescu) etc.

Adaosurile cu efect de încetinire a prizei nu se folosesc în cazul betonului torcretat, decît în măsura în care intră în mortarul ancorelor „Perfo", cu care betonul torcretat se combină frecvent. Acest mortar cuprinde în prima treime (sau pătrime) a tubului „Perfo" un accelerator de priză (tip Sika sau Sigunit) și în restul tubului, un încetinitor de priză (tip Sika Retarder) proporție 0,3—1% din greutatea cimentului sau Murexin BAV, care în proporție de 2—3% prelungește timpul de priză cu 36—48 și chiar și cu 60 de ore.

Accentuînd faptul că toate adaosurile speciale trebuie alese, experimentate pe teren și dozate în funcție de condițiile locale de lucru (afluențe de ape, temperaturi etc.), precum și de natura agregatelor și a cimentului utilizat.

III. Mașini de torcretat

Mașinile de torcretat sînt destinate să introducă în cantități uniforme amestecul de nisip, pietriș și ciment, în curentul de aer comprimat din conducta de țevi sau furtunul de cauciuc, racordat la mașină. În conductă, amestecul este antrenat de curentul de aer în mișcare, care îl accelerează prin expandare, astfel că amestecul, după trecerea printr-o duză, în care se adaugă apa necesară, este proiectat cu viteză mare spre suprafața de torcretat. Această viteză este de circa 50—70 m/s, o valoare practică, care corespunde celui mai bun beton torcretat din punct de vedere calitativ și economic. În vederea realizării acestor viteze de proiectare, este nevoie de o presiune de 1,5—3,5 atmosfere la duză, în funcție de lungimea furtunului de legătură cu mașina, care se recomandă a fi pe cît posibil sub 50 m.

Potrivit scopului urmărit se construiesc mașini cu descărcare în șarje și cu descărcare continuă. La primele, proiectarea materialului trebuie întreruptă după golirea fiecărei șarje, pînă la reîncărcarea camerei mașinii, ceea ce afectează eficacitatea metodei de susținere prin torcretare, întrucît betonul torcretat își datorește calitățile lui superioare, în primul rînd procesului continuu de lucru. Din acest motiv se vor trata în cele ce urmează numai mașinile cu mers continuu.

Fabricile principale care construiesc de zeci de ani asemenea mașini sînt: „Torkret G.m.b.H." — cea mai veche din Europa — „Beton-Spritzmaschinen G.m.b.H. et Co." ambele din R.F.G., și „Aliva A.G." din Elveția. În U.R.S.S., prima mașină de torcretat beton s-a construit în anul

Fig. 9. Maşina de torcretat beton cu două camere, tip Torkret S—3.

1959 de către filiala Institutului de proiectare Orghenergstroi din Moscova, iar fabricarea în serie a maşinii pentru granulaţia de 25 mm a început în anul 1961 la uzinele „Rostokino".

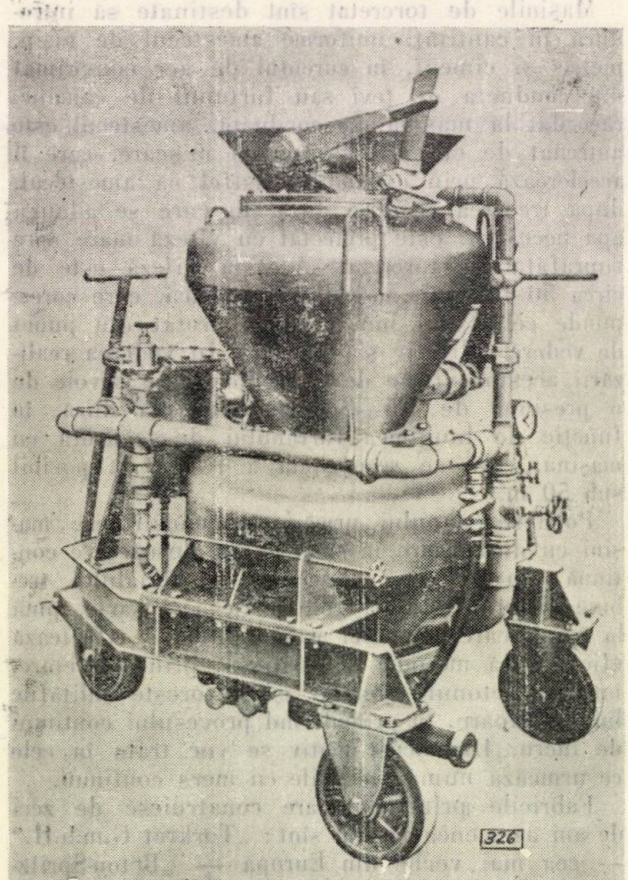


Fig. 10. Maşina de torcretat beton cu două camere, tip BSM—603.

Principiul maşinilor compuse din două camere cu închidere ermetică şi funcţionare continuă (fig. 9 şi 10), constă în aceea că o roată celulară, amplasată în camera inferioară, dozează amestecul înaintea unui orificiu de evacuare,

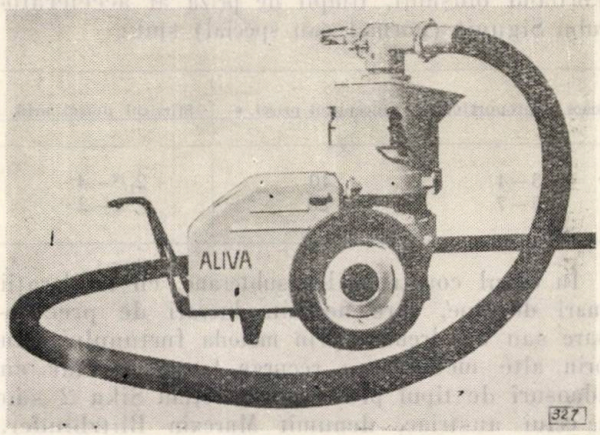


Fig. 11. Maşina de torcretat beton tip Aliva BS—12.

deasupra căruia se află un dispozitiv de injectare a aerului comprimat. În dreptul acestui orificiu, celulele roţii în mişcare se golesc în racordul de evacuare al maşinii, de unde, în continuare, materialul ajunge în furtunul duzei. Curentul de aer transportă apoi materialul prin furtun, la capătul căruia se găseşte duza de proiectare, unde se adaogă apa necesară prin

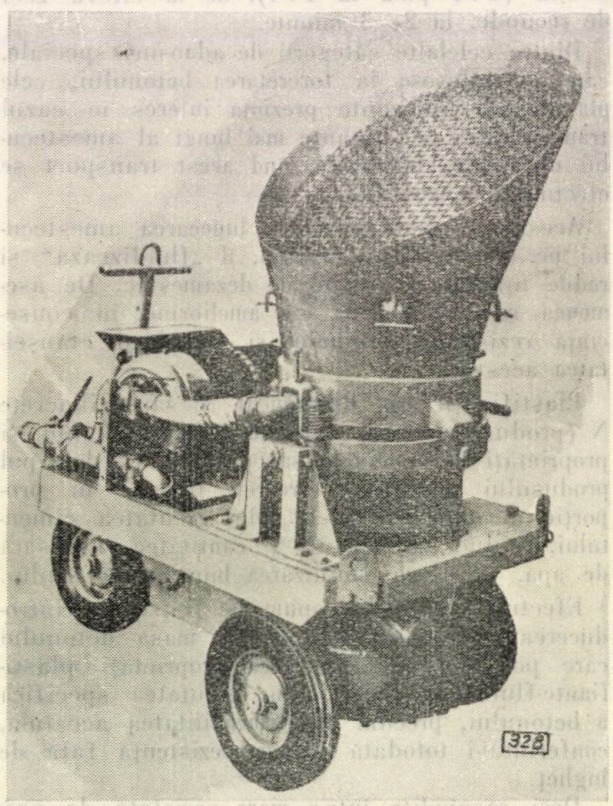


Fig. 12. Maşina de torcretat beton tip Torkret GM-57.

orificii fine, ce o pulverizează sub formă de ceață.

Roata celulară este acționată de un motor pneumatic, a cărui turație se reglează cu ajutorul unui ventil, prin variația debitului de aer, adaptîndu-se astfel cantitatea de beton necesităților de lucru.

Mașinile sînt montate pe roți, deci mobile.

Mașina Aliva (fig. 11) se compune dintr-o cameră deschisă în partea superioară, în care se află un cilindru de diametru mai mic. În acest cilindru se rotește un melc transportor, care ridică materialul la un cap de suflare de unde este luat de aerul comprimat injectat și antrenat prin furtunul de cauciuc la duza de proiectare. Acționarea melcului transportor se efectuează cu ajutorul unui motor pneumatic sau electric de 20 CP, respectiv 21 kW.

Mașina este montată pe două pneuri. Marginea superioară a camerei mașinii, în care se încarcă materialul, este situată la 950 mm deasupra vetrei, înălțime ce poate fi redusă la 900 mm, prin demontarea roților.

O variantă fără cameră a mașinilor de torcretat beton o constituie tipul GM-57 al fabricii Torkret G.m.b.H., care funcționează de asemenea în mod continuu, antrenînd materialul cu ajutorul unui rotor în curentul de aer din furtun (fig. 12). La această mașină, materialul o dată trecut prin pîlnia de încărcare, prevăzută cu un ciur, este menținut în mișcare cu ajutorul unui agitator cu brațe, făcîndu-se în același timp și dozarea acceleratorului de priză. Materialul căzînd prin fanta pîlniei de încărcare, ajunge în camerele rotorului în mișcare, care îl antrenează în racordul de descărcare al mașinii și în continuare în furtunul duzei de proiectare. Mașina este mobilă și poate fi acționată atît pneumatic, cît și electric.

Tabela 2 cuprinde datele principale ale celor mai noi mașini de torcretat, construite de uzinele Torkret, BSM, Aliva și în U.R.S.S.

Mașinile BSM tip 604/50 și 604/65 sînt mașini de torcretat care rezultă din transformarea tipului de bază 606, prin schimbarea unor piese, acest tip din urmă fiind destinat numai transportului, nu și proiectării betonului.

Mașina Aliva este de asemenea un agregat construit pentru transportul betonului, care tot prin schimbarea unor piese ușor accesibile se folosește ca mașină de torcretat. Ambele tipuri de mașini pot fi considerate deci ca mașini universale, care se pretează pentru susținerea construcțiilor subterane, atît prin beton torcretat, cît și prin beton cofrat.

Tipul de bază 606 al fabricii BSM realizează ca maximum de transportat beton pînă la 8 m³/oră, cu limita superioară de granulație de

Datele principale ale mașinilor moderne de torcretat *Tabela 2*

Specificație	U/M	Torcret G.m.b.H. tipul		U.R.S.S. tipul	Beton–Spritzmaschinen G.m.b.H. tipul								Aliva A.G. tipul
		S-3	GM-57	T-46 S-630 A BM-60	600	601	602	603	631	632	604/50	604/65	B-12
Capacitatea maximă exprimată în amestec proaspăt de beton	m³/h	3–8	4,5–6,5	4,0–4,5	1,0	1,5	2,0	4,0	1,5	2,0	6,0	8,0	8,0
Capacitatea maximă exprimată în beton torcretat	m³/h	—	—	2,5–3,0	—	—	1,25	2,5	—	1,25	—	—	—
Granulația maximă a amestecului	min	10–25	10–30	8–25	7	12	15	25	12	15	25	30	30
Consumul de aer comprimat	m³/min	6–12	acțiune electrică 6–14	8–10	3	4,5	6	10	4,5	6	14	22	—
			acțiune pneumatică 16–24										
Presiunea aerului comprimat în funcție de lungimea furtunului	atm	—	—	1–4,5	—	1,5–3,5			1,5–3,5		1,5–3,5		1,5–3,5
Înălțimea pînă la marginea pîlniei de încărcare	mm	1 650	1.700	1 600–1 650		1 210			1 630		1 850		950
Lățimea maximă a mașinii	mm	870	755	890–1 000		900			900		1 200		820
Lungimea maximă	mm	1 830	1.430	1 700–2 100		1 460			1 650		1 900		1 440
Motor electric	kW	—	4–6	—		—			—		—		21
Motor pneumatic	CP	3	12	—		—			—		—		20
Greutatea	kg	640	950	1 650–1 150		475			700		960		800
Observații:					Tipul 601 este un tip de bază care prin schimbarea unor piese se poate transforma în tipurile 600 și 602.			Tipul 603 este un tip de bază din care prin schimbarea unor piese rezultă tipurile 631 și 632.			Prin înlocuirea unor piese ușor accesibile toate aceste trei tipuri pot fi transformate în mașini de transportat beton.		

40 mm, la distanță de 300—400 m sau pe înălțimi pînă la 100 m.

În ceea ce privește mașina Aliva, folosită ca mașină de transportat beton, aceasta realizează distanța de maximum 120 m sau înălțimi pînă la 40 m, cu aceeași capacitate și granulație.

La ambele fabricate, dacă ele sînt folosite ca mașini de torcretat, granulația maximă admisibilă a agregatelor amestecului este de 30 mm; cu privire la distanța între duză și mașină se recomandă ca aceasta să nu depășească 100 m, deoarece în caz contrar căderea de presiune devine prea mare, astfel încît materialul nu se proiectează cu forța corespunzătoare și se desprinde de pe suprafața de torcretat. În practică se caută să nu se depășească distanța de 50 m, în vederea obținerii unui beton de calitate optimă.

Tipurile BSM 601 și 603 sînt mașini de torcretat, care prin schimbarea unor piese ușor accesibile se pot transforma în tipuri 600 și 602, respectiv 631 și 632, destinate tot pentru torcretare, însă cu capacitate mai mică și pentru granulație mai redusă.

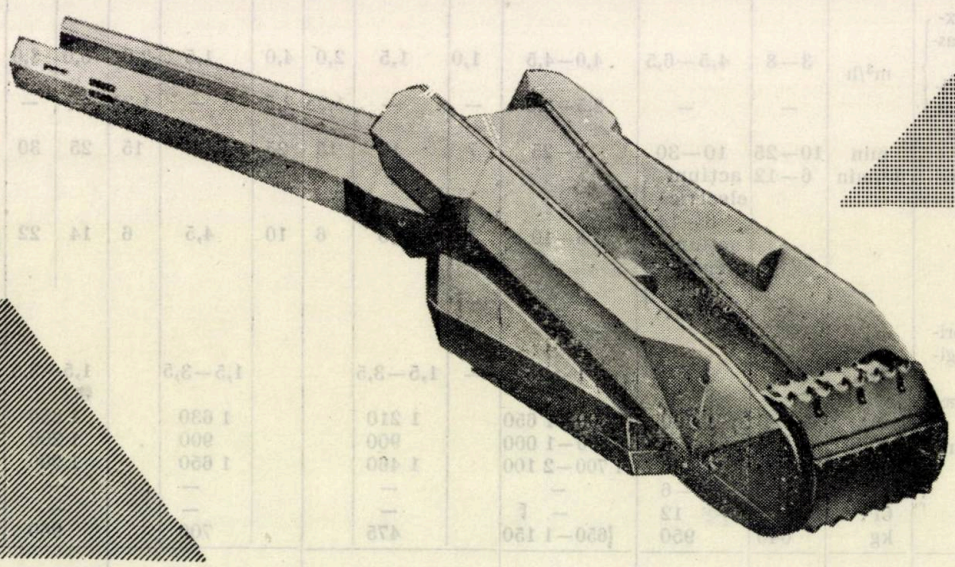
Mașinile BSM și Torcret cu două camere se construiesc numai pentru acționare pneumatică, pe cînd cele sovietice, mașina Torkret GM-57 și mașina Aliva, pot fi acționate pneumatic sau electric.

Acționarea electrică constituie un progres esențial în construirea mașinilor de torcretat deoarece reduce zgomotul, ușurînd astfel înțelegerea între personalul de deservire, și mărește securitatea muncii prin posibilitatea perceperii altor zgomote, asupra cărora trebuie să fie îndreptată atenția muncitorilor.

Mașină de încărcat tip ASR III **a[]más[]**

UNIVERSAL

Construcție normală și antigrizutoasă.
Funcționează la orice tensiune electrică.
Poate fi folosită la încărcarea cărbunelui, a sterilului, a diverselor minereuri, a pietrei, a pietrișului cu granulație 0–400 mm, în funcție de greutatea specifică
Debit: 70–80 t/h



NIKEX

Firma exportatoare: **NIKEX**, Intreprindere Ungară de Comerț Exterior pentru produsele industriei grele, Budapest 4, căsuța poștală nr. 103

Indicii de preparare şi modul lor de aplicare la uzinele de preparare a cărbunilor din Valea Jiului

Ing. A. Ladislau

În literatura de specialitate au fost publicate o serie de metode pentru controlul eficienţei preparaţiilor de cărbuni în ansamblu sau a procedeelor de preparare luate în parte.

O dată cu punerea în funcţiune a uzinelor de preparare din Valea Jiului au fost introduşi următorii indici pentru aprecierea rezultatelor de preparare lunare:

— recuperarea industrială: raportul dintre producţia preparată obţinută şi producţia brută supusă preparării (exprimat în procente);

— recuperarea reală: acelaşi raport însă cu termenii recalculaţi la anhidru;

— recuperarea teoretică citită din curba Henry-Reinhard (curbă H. R., curbă de lavabilitate, curbă de spălare) în dreptul cenuşii la care s-a spălat în medie cărbunele în luna respectivă;

— randamentul (randament organic): raportul dintre recuperarea reală şi recuperarea teoretică.

Introducerea planificării în toate domeniile de activitate economică în ţara noastră a dus la apariţia unor indici noi şi în urmărirea activităţii preparaţiilor. Astfel s-au introdus:

— recuperarea planificată (industrială);

— randamentul planificat:

iar după reprofilarea uzinei de preparare Lupeni pentru prepararea cărbunilor pentru cocs şi mixte:

— recuperarea de cărbune special (planificată, realizată şi teoretică);

— recuperarea de cărbune special (acesta nu este planificat).

La prima vedere această înmulţire a indicilor pare să îngreuieze evidenţa şi urmărirea, însă datorită simplificărilor aduse în modul de calcul, acestea au devenit repede sigure pentru orientarea preparatorilor şi chiar dacă n-au rolul să rezolve deficienţele în funcţionarea preparaţiilor sau a recepţiilor de cărbuni, indică existenţa acestor deficienţe şi în orice caz au avut un efect mobilizator pentru eliminarea pierderilor.

Executarea analizei densimetrice şi reprezentarea ei grafică în curba de spălare

Conform uzanţei din Valea Jiului, analizele densimetrice se fac o dată pe lună dintr-o probă medie de cărbuni bruţi, rezultată din probe elementare colectate zilnic. Pentru executarea analizelor, proba medie se ciuruieşte şi se reduce la circa 50 kg pentru clasa 10—80 mm şi 4 kg pentru clasa 0—10 mm.

Probele reduse se separă în lichide cu greutatea specifică de 1,3 — 1,4 — 1,5 — 1,7 — 1,9, fracţiunile se usucă şi se cîntăresc, apoi li se determină cenuşa.

Exemplul numeric dat în tabela 1 şi în figura 1 ne arată modul de calcul şi reprezentarea grafică a curbelor H.R. Pentru un cărbune brut dat, curbele de spălare ne permit să stabilim în funcţie de conţinutul de cenuşă al cărbunelui spălat, ca variabilă independentă, recuperarea teoretică, cenuşa limită de separare şi conţinutul de cenuşă al şistului. Diagrama se poate completa cu curba greutăţii specifice şi atunci permite, în acelaşi timp, citirea greutăţii specifice de separare, în funcţie de cenuşa cărbunelui spălat. Alura curbei A ne dă o orientare asupra lavabilităţii cărbunelui.

Model pentru calculul curbei Henry-Reinhard *Tabela 1*

Fracţiunea densimetrică	Analiza densimetrică şi a cenuşii: greutăţi kg, %	Analiza densimetrică şi a cenuşii: cenuşă, %	Greutăţi cumulate, (3) %	Cifra de cenuşă (3) (4) g	Cifra de cenuşă cumulată (6) g	Cenuşa plutirii (7)/(5)	Cifra de cenuşă cumulată invers (suma finală), (6)−(7), g	Greutăţi cumulate invers 100−(3), %	Cenuşa scufundării (9)/(10) %
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
−1,3	10,2	20,9	3,7	20,9	77,33	77,33	3,7	3 150,62	79,1	39,8
1,3−1,4	13,5	27,9	8,6	48,8	239,94	317,27	6,5	2 910,68	51,2	56,8
1,4−1,5	4,5	9,2	18,9	58,0	173,88	491,15	8,5	2 736,80	42,0	65,2
1,5−1,7	3,7	7,7	31,6	65,7	243,32	734,47	11,2	2 493,48	34,3	72,7
1,7−1,9	3,0	6,1	52,8	71,8	322,08	1 056,55	14,7	2 171,40	28,2	77,0
+1,9	13,6	28,2	77,0	100,0	2 171,40	3 227,95	32,3	—	—	—
Suma	48,5	100,0	—	—	3227,95	—	—	—	—	—

Dintre toate aceste date pe care ni le furnizează curba de spălare, importanța cea mai mare îi revine corelației dintre cenușa cărbunelui spălat

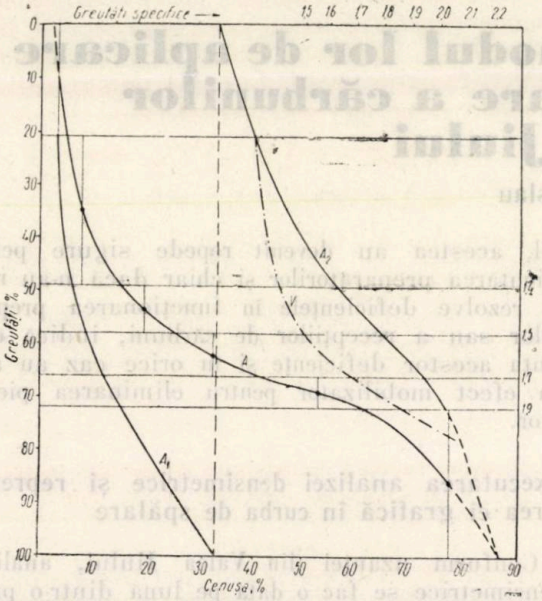


Fig. 1. Curbele Henry-Reinhard și curba greutății specifice.

Fracții densimetrice	Analiza densimetrică și de cenuși		Greutatea cumulată
	% g	%	
−1,3	20,9	3,7	20,9
1,3−1,4	27,9	8,6	48,8
1,4−1,5	9,2	18,9	58,0
1,5—1,7	7,7	31,6	65,7
1,7—1,9	6,1	52,8	71,8
+1,9	28,2	77,0	100,0
Total	100,0	32,25	—

și recuperarea teoretică deoarece aceasta din urmă formează etalonul cu care se compară recuperarea realizată.

Un neajuns al curbelor de spălare ca bază de apreciere a activității lunare a preparațiilor rezidă în faptul că, dat fiind variațiile mari în calitatea cărbunilor bruți, este foarte greu de scos o probă reprezentativă dintr-o producție lunară care se ridică astăzi la ordinul a 200 000 tone. Pe de altă parte o mărire substanțială a cantității de probă sau a numărului de curbe de spălare executate lunar ar implica o înmulțire a personalului de laborator, care și așa e prea numeros. De aceea nu s-a urmat această cale.

Laboratoarele noastre execută zilnic o analiză sumară a cărbunilor bruți supuși preparării, cuprinzînd analiza granulometrică, umiditatea și cenușa. Media lunară a acestor analize prezintă un grad destul de ridicat de precizie și poate servi ca bază de comparație. Este evident că, toți parametri rămînînd neschimbați în afara cenușii cărbunilor bruți, creșterea acesteia trebuie să atragă după sine scăderea recuperării și invers. Dacă însă cenușa cărbunilor bruți, dedusă din curba de spălare, nu coincide cu media analizelor zilnice, atunci valabilitatea recuperării teoretice dedusă din această curbă este pusă sub semnul întrebării.

Această dificultate am rezolvat-o printr-un studiu statistic al curbelor de spălare.

Stabilirea recuperării teoretice pe baza statistică

Examinînd un număr mare de curbe de splălare întocmite pentru cărbune din Valea Jiului, constatăm că există cazuri cînd la aceeași cenușă în bruți și aceeași cenușă în spălați rezultă recuperări teoretice diferite deoarece alura curbelor diferă între ele. Totuși în majoritatea cazurilor aceste diferențe nu sînt prea mari, așa încît se poate stabili o lege simplă care ne permite să aflăm cu aproximație suficientă pentru practică, valoarea recuperării teoretice în funcție de cei doi parametri: cenușa în bruți și cenușa în spălați.

Rezultatele analizei densimetrice a cărbunilor bruți PAL 10— 80 mm *Tabela 2*

Nr. crt.	Cenușa în cărbune brut, %	Greutatea fracțiunilor densimetrice, %			Cenușa pe fracțiuni densimetrice, %				Recuperarea teoretică la cenușa în cărbuni spălați, %		
		−1,3	1,3−1,4	...+1,9	−1,3	1,3−1,4	...+1,9	17	17,5	18	...20
1	31,9	22,5	27,8	29,4	3,4	9,9	76,3	76,5	77,2	78,1	81,1
2	32,0	28,9	23,5	26,6	4,7	10,4	77,2	75,4	76,0	77,0	80,2
3	32,3	15,6	34,7	26,4	4,7	8,6	75,4	73,7	74,6	75,0	78,8
4	32,3	20,9	27,9	28,2	3,7	8,6	77,0	75,5	76,2	77,0	80,2
5	32,4	18,2	31,6	29,5	4,3	7,9	77,8	76,4	77,2	78,1	81,1
6	32,4	31,4	19,2	28,4	5,3	12,1	76,1	74,8	75,6	76,5	79,7
7	32,8	17,1	32,1	29,4	4,1	8,0	77,6	75,0	75,7	76,6	79,8
8	33,0	19,6	28,3	28,8	3,9	8,6	78,2	74,8	75,4	76,2	79,2
9	33,1	18,9	25,8	30,7	4,2	8,5	77,3	74,5	75,2	76,0	79,2
10	33,2	19,3	33,3	28,8	6,4	12,0	75,8	73,1	73,7	74,7	77,8
11	33,4	24,0	30,2	30,4	5,5	11,5	77,6	74,2	75,1	75,7	79,0
12	33,9	23,3	28,1	31,5	5,0	9,7	77,7	73,5	74,2	75,1	78,1
13	34,7	18,9	27,9	31,6	5,4	9,2	76,7	71,1	71,9	72,8	76,0
14	34,8	18,7	29,9	30,9	5,7	10,0	77,7	71,3	72,0	72,9	76,0
15	35,5	16,9	29,7	32,8	4,6	8,9	78,7	71,2	72,0	72,7	75,9
16	35,5	19,9	26,9	31,6	6,4	9,8	77,8	70,3	71,0	71,9	75,1
17	35,7	22,3	26,5	34,5	4,6	9,9	77,3	71,0	71,7	72,5	75,6
18	35,8	11,9	35,1	32,5	4,5	8,0	78,7	70,6	71,4	72,3	75,2
19	36,1	22,0	22,8	33,2	5,3	9,2	77,8	69,5	70,3	71,0	74,4
20	36,1	17,1	26,0	35,1	6,4	8,4	76,0	69,1	69,8	70,6	73,9
21	36,7	17,4	28,6	35,4	4,9	9,1	76,5	68,2	69,0	69,7	73,0

În tabela 2 s-au înscris rezultatele analizelor densimetrice executate în decurs de doi ani pentru cărbunii Petrila-Aninoasa-Lonea, prescurtat PAL, 10—80 mm orînduite după cenușa în

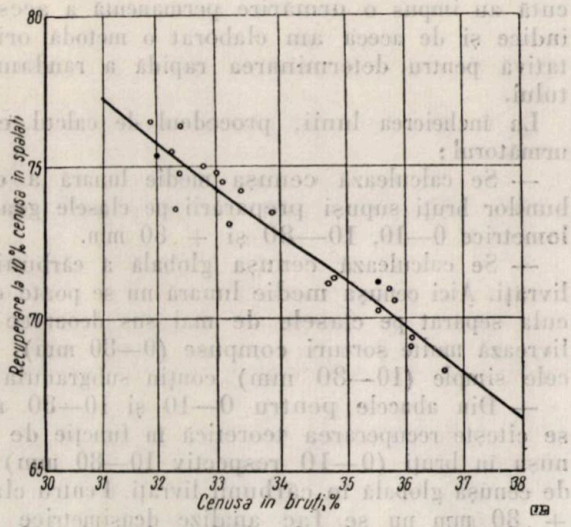


Fig. 2. Cărbuni PAL 10—80 mm recuperări teoretice în funcție de cenușa în cărbunii bruți.

bruți crescîndă. În aceeași tabelă s-au trecut recuperările teoretice, citite de pe curbele de spălare, pentru spălare la cenușă cuprinsă între limitele 17—20%, domeniul în care se spală cărbunii energetici la Uzina de preparare Petrila (pentru economie de spațiu tabela se redă prescurtat).

Recuperările teoretice pentru spălare la 17% cenușă au fost trecute pe un grafic (fig. 2) în funcție de conținutul de cenușă în cărbuni bruți. După cum se vede din diagramă, pentru o variație a cenușii în cărbunele brut, între limitele extreme de la 31,9 pînă la 36,7%, recuperarea teoretică variază între 76,5 și 68,2%. În unele cazuri dispersia punctelor este mai mare, spre exemplu pentru aceeași cenușă în bruți: 32,3%, găsim în două curbe de spălare recuperările teoretice de 73,7 și 75,5%.

Cercetînd cauzele abaterilor, găsim (tabela 2) în cazul recuperării de 73,7% o cenușă neobișnuit de mică (75,4%) la fracțiunea + 1,9 care ar putea fi greșită. Fracțiunea + 1,9 avînd pondere mare, influențează simțitor cenușa medie a bruților rezultată din curbă. Bunăoară, dacă fracțiunea și implicit cărbunele brut, ar avea cenușă mai ridicată, punctul respectiv s-ar plasa în diagramă mai spre dreapta și s-ar încadra mai bine între celelalte rezultate.

Eroarea poate proveni de la colectarea probei, de la reducerea ei (fără sfărîmare!), de la descompunerea în fracțiuni densimetrice sau de la determinarea cenușii din fracțiunea + 1,9. În orice caz este mai verosimilă o eroare decît o schimbare efectivă a cenușii șistului din cărbunii bruți pe luna respectivă.

Astfel de exemple s-ar putea cita mai multe. Ele pledează pentru stabilirea recuperării teoretice, pe bază statistică și nu pe baza unei singure curbe de spălare.

În domeniul rezultatelor noastre experimentale putem considera că recuperarea teoretică variază cu cenușa cărbunilor bruți, după o funcție liniară. Ecuația acestei funcții o putem găsi după metoda celor mai mici pătrate, din:

$$A_0 \sum x_i^2 + A_1 \sum x_i - \sum f_i x_i = 0$$
$$A_0 \sum x_i + n A_1 - \sum f_i = 0$$

în care A_0, A_1 sînt coeficienții necunoscuți,

x_i reprezintă valorile cenușii în bruți;
f_i — valorile recuperării teoretice;
n — numărul valorilor lui x_i.

În tabela 3 s-au calculat valorile lui $\sum x_i$, $\sum f_i$,

Tabela 3

Calculul funcției liniare între recuperare teoretică și cenușa în bruți PAL 10—80 mm

	Cenușa bruți, x_i	Recuperare la cenușă, 17 % f_i	x_i^2	$f_i \cdot x_i$
x_1	31,9	76,5	1 017,61	2 440,35
x_2	32,0	75,4	1 024,00	2 412,80
x_3	32,3	73,7	1 043,29	2 380,51
x_4	32,3	75,5	1 043,29	2 438,65
x_5	32,4	74,8	1 049,76	2 423,52
x_6	32,4	76,4	1 049,76	2 475,36
x_7	32,8	75,0	1 075,84	2 460,00
x_8	33,0	74,8	1 089,00	2 468,40
x_9	33,1	74,5	1 095,61	2 465,95
x_{10}	33,2	73,1	1 102,24	2 426,92
x_{11}	33,4	74,2	1 115,56	2 478,28
x_{12}	33,9	73,5	1 149,21	2 491,65
x_{13}	34,7	71,1	1 204,09	2 467,17
x_{14}	34,8	71,3	1 211,04	2 481,24
x_{15}	35,5	70,3	1 260,25	2 495,65
x_{16}	35,5	71,2	1 260,25	2 527,60
x_{17}	35,7	71,0	1 274,49	2 534,70
x_{18}	35,8	70,6	1 281,64	2 527,48
x_{19}	36,1	69,5	1 303,21	2 508,95
x_{20}	36,1	69,1	1 303,21	2 494,51
x_{21}	36,7	68,2	1 346,89	2 502,94
	713,6	1 529,7	24 300,24	51 902,63

$\sum x_i^2$ și $\sum f_i x_i$ pentru cazul spălării la cenușa de 17%.

Înlocuindu-le în ecuațiile de mai sus, avem:

$$24\,300{,}2\ A_0 + 713{,}6\ A_1 - 51\,902{,}6 = 0,$$
$$713{,}6\ A_0 + 21\ A_1 - 1\,529{,}7 = 0,$$

de unde

$$A_0 = -1{,}52,$$
$$A_1 = 124{,}46,$$

iar ecuația dreptei $f(x) = A_0 x + A_1$

$$= -1{,}52\ x + 124{,}46.$$

Înlocuind în ecuație două valori diferite ale cenușii în bruți, găsim valorile corespunzătoare ale recuperării teoretice.

De exemplu: pentru $x = 31$ $f(x) = 77{,}34$,
$x = 38$ $f(x) = 66{,}70$

Pe baza acestor date s-a trasat în figura 2 dreapta care reprezintă variația recuperării teoretice în cazul spălării la 17% cenușă, în funcție de cenușa în cărbunele brut. În mod similar se stabilesc dreptele pentru spălare la cenușile 17,5 — 18 — 18,5 — 19 — 19,5 — 20. Cu

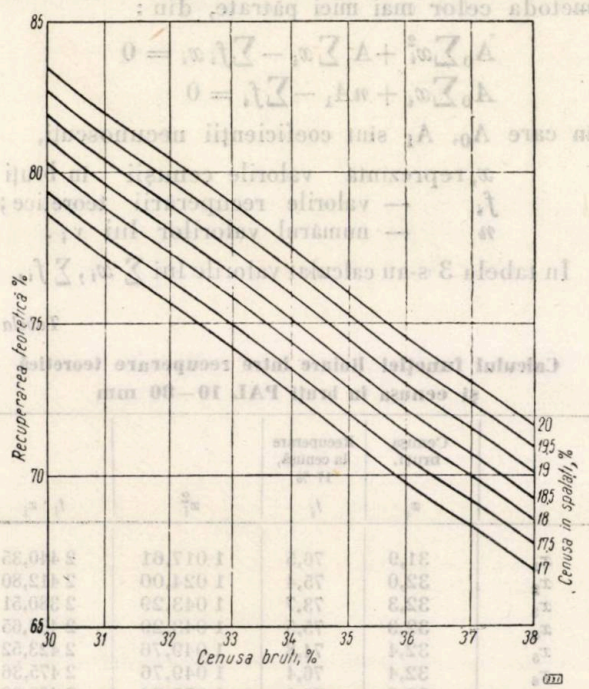


Fig. 3. Abaca pentru calculul recuperării teoretice cărbune PAL 10—80 mm.

ajutorul lor s-a construit abaca (fig. 3) pentru cărbuni PAL 10—80 mm. La fel s-a procedat la construirea abacei pentru cărbuni PAL 0—10 mm.

Pentru cărbunii supuși preparării la uzina de preparare Lupeni s-au întocmit două rînduri de abace: unul pentru domeniul de spălare a cărbunilor pentru cocs (7—10% cenușă), altul pentru cenușa „globală": cenușa medie a cărbunilor spălați + mixte (22—26%).

Abacele acestea sînt aplicate la Uzinele de preparare din Valea Jiului începînd de la 1 ianuarie 1957 pentru stabilirea recuperării teoretice și a randamentului spălării. Cu toate acestea s-a continuat executarea analizelor densimetrice lunare. Materialul statistic adunat în cursul acestor analize poate servi pentru verificarea periodică sau eventuala modificare a abacelor. Totuși pînă în trimestrul I 1963 abacele inițiale n-au fost înlocuite deoarece modificările necesare n-au fost așa de importante ca să justifice abandonarea unui etalon stabil care permite o comparație de-a lungul anilor. Între timp s-au mai întocmit abace pentru cărbunele brut al fiecărei mine în parte, ceea ce a constituit o bază mai sigură pentru întocmirea planurilor de perspectivă, ținînd cont de faptul că noile preparații vor spăla cărbuni bruți de altă componență decît cele actuale.

Modul de aplicare a abacelor

Inițial rolul abacelor s-a limitat la stabilirea randamentului cu ocazia încheierii lunii, între timp însă ritmul de producție și exigență crescută au impus o urmărire permanentă a acestui indice și de aceea am elaborat o metodă orientativă pentru determinarea rapidă a randamentului.

La încheierea lunii, procedeul de calcul este următorul:

— Se calculează cenușa medie lunară a cărbunilor bruți supuși preparării pe clasele granulometrice 0—10, 10—80 și + 80 mm.

— Se calculează cenușa globală a cărbunilor livrați. Aici cenușa medie lunară nu se poate calcula separat pe clasele de mai sus deoarece se livrează multe sorturi compuse (0—80 mm), iar cele simple (10—80 mm) conțin subgranulație.

— Din abacele pentru 0—10 și 10—80 mm se citește recuperarea teoretică în funcție de cenușa în bruți (0—10 respectiv 10—80 mm) și de cenușa globală în cărbunii livrați. Pentru clasa + 80 mm nu se fac analize densimetrice deoarece se folosește prin asimilare tot abaca 10—80 mm.

— Calculîndu-se media ponderată a celor trei clase granulometrice, se găsește recuperarea teoretică la anhidru pentru tot cărbunele supus preparării.

— Înmulțind acest indice cu coeficientul de umezire, se găsește recuperarea teoretică umed per umed (luîndu-se în considerare umiditatea cărbunilor bruți și a celor preparați).

— Se calculează raportul dintre cărbunele obținut prin preparare (livrări ± diferență de stoc) și cărbunele supus preparării, (recepționat ± diferența de stoc) și se găsește recuperarea industrială, denumită recuperarea realizată.

— Se calculează raportul dintre recuperarea realizată și recuperarea teoretică umed/umed și se obține randamentul.

De exemplu:

1. Date de bază

Specificare	Cantități		Cenușă	Umiditate
	t	%	%	%
Supus preparării din care:	200 000	100	31,9	7
0—10 mm	80 000	40	30	—
10—80 mm	100 000	50	33	—
+80 mm	20 000	10	34	—
Cărbune obținut	153 800	—	19	10

2. Recuperarea teoretică

Clasa	Cantitatea	Cenușă în bruți	Cenușă în spălați	Recuperarea teoretică după abace
mm	%	%	%	%
0—10	40	30	19	82,5
10—80	50	33	19	77,5
+80	10	34	19	76,0
Total	100	31,9	19	79,38

Recuperarea teoretică la anhidru: 79,38 ≅ 79,4%.

3. Coeficient de umezire: $\frac{100-7}{100-10} = 1{,}033$.

Recuperarea teoretică umed/umed 79,4 × × 1,033 = 81,0%.

4. Recuperarea realizată: $\frac{153\,800}{200\,000} \times 100 = 76{,}9\%$.

5. Randamentul realizat: $\frac{76{,}9}{81{,}0} \times 100 = 94{,}9\%$.

Pentru urmărirea zilnică acest procedeu este prea anevoios. De aceea s-au făcut două simplificări și astfel s-a ajuns la procedeul de calcul orientativ, amintit mai înainte. Simplificările constau în următoarele:

— S-a calculat pe cîteva luni raportul mediu al claselor granulometrice din cărbuni bruți și s-a presupus că acest raport rămîne constant, ceea ce permite reunirea abacelor 0—10 și 10—80 mm într-una singură. În cazul cînd se constată o schimbare mai importantă a granulației bruților abaca rezultată se poate recalcula.

— Se aplică coeficientul de umezire realizat în chenzina precedentă ceea ce ne dispensează de a calcula la zi umiditatea medie a cărbunilor bruți și spălați.

Menționăm că cenușa cărbunilor bruți, cenușa medie a sorturilor livrate și recuperarea realizată se calculează zilnic și valorile acestea se cumulează zi de zi la începutul lunii. Cu ajutorul valorilor cumulate se poate calcula numeric sau grafic randamentul realizat pînă la zi.

Astfel din abacele 0—10 și 10—80 mm ale cărbunilor supuși preparării la uzina de preparare Lupeni s-a dedus formula:

$$V_t = 80{,}5 - (C_b - 35{,}8)\,1{,}61 + (C_g - 24{,}2) \times \times 1{,}52,$$

în care:

V_t reprezintă recuperarea teoretică la anhidru;
C_b — cenușa în cărbunii bruți;
C_g — cenușa globală în cărbunii preparați;
1,61 — variația recuperării la o diferență de un punct în cenușa cărbunilor bruți;
1,52 — variația recuperării la o diferență de un punct în cenușa globală a cărbunilor preparați.

Cu ajutorul acestei formule și al formulelor de la punctele 3 și 5 din exemplul de mai sus s-a construit abaca compusă (fig. 4) care permite calculul grafic al randamentului din următoarele date: cenușa în bruți, cenușa globală în cărbunii preparați, coeficientul de umezire din chenzina precedentă și recuperarea realizată.

Exemplul (trasat în fig. 4):
cenușa cărbunilor bruți 35,7%
cenușa globală a cărbunilor preparați 24,2%
coeficientul de umezire 1,027%
recuperarea realizată 77,3%
randament după abacă 93,5%

Calculul simplificat numeric sau grafic se folosește în cursul lunii, iar cel detaliat la încheierea lunii. Diferențele dintre rezultatele găsite după cele două metode de calcul, provenite din cele două simplificări amintite sînt de ordinul 0,2—0,3%.

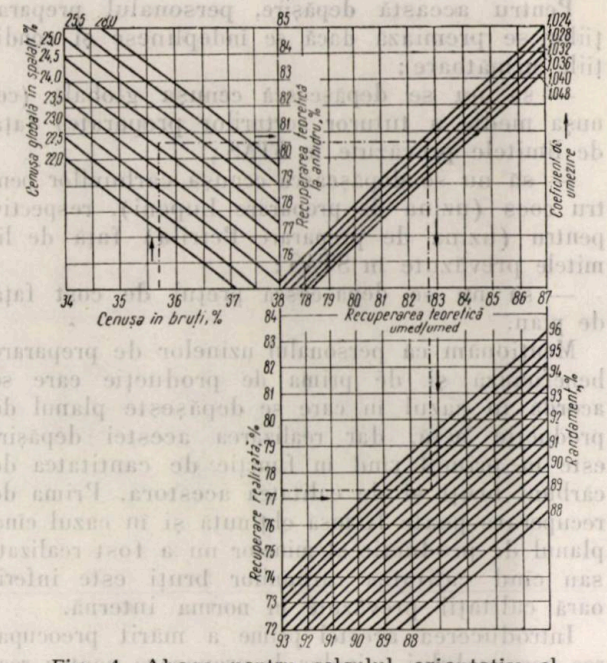


Fig. 4. Abaca pentru calculul orientativ al randamentului.

Procedeul de calcul simplificat și urmărirea în cursul lunii s-a extins și asupra cărbunelui spălat pentru cocs (8—9% cenușă).

Cunoașterea indicilor pe parcurs și nu numai după încheierea lunii, are avantajul să mobilizeze colectivul întreprinderii pentru măsuri imediate de remediere în cazul unor deficiențe. Acest lucru s-a dovedit a fi foarte util, la uzinele de preparare din Valea Jiului.

Planificarea indicilor de preparare și sistemul de premiere a personalului.

După cum s-a arătat în introducere, la uzinele de preparare din Valea Jiului se planifică recuperarea și randamentul. De sigur, planificarea recuperării presupune o anumită calitate (umiditate și cenușă) a cărbunilor bruți și o anumită calitate a cărbunilor preparați. Însă, variațiile în calitatea cărbunilor bruți și preparați sînt inerente și atrag după sine variația recuperării, independent de eficiența cu care lucrează preparația. De aceea s-a introdus un indice nou care ține cont de aceste variații și care s-a denumit „recuperare planificată recalculată". Aceasta nu este altceva decît recuperarea teoretică umed/umed (dedusă din abace), înmulțită cu randamentul planificat.

Recuperarea planificată (simplă) servește pentru întocmirea planului tehnic, industrial și financiar al întreprinderii, iar recuperarea plani-

ficată recalculată servește pentru aprecierea eficienței cu care a lucrat preparația. Depășirea recuperării planificate recalculate echivalează cu depășirea randamentului planificat și înseamnă că preparația a extras în condițiile date mai mult cărbune preparat decît a prevăzut planul.

Pentru această depășire, personalul preparațiilor se premiază dacă se îndeplinesc și condițiile următoare:

— să nu se depășească cenușa globală (cenușa medie a tuturor sorturilor preparate) față de limitele prevăzute în STAS;

— să nu se depășească cenușa cărbunilor pentru cocs (uzina de preparare Lupeni), respectiv pentru (uzina de preparare Petrila) față de limitele prevăzute în STAS:

— să nu se depășească prețul de cost față de plan.

Menționăm că personalul uzinelor de preparare beneficiază și de prima de producție care se acordă în cazul în care se depășește planul de producție netă, dar realizarea acestei depășiri este în primul rînd în funcție de cantitatea de cărbuni bruți și de calitatea acestora. Prima de recuperare poate fi însă obținută și în cazul cînd planul de producție al minelor nu a fost realizat, sau cînd calitatea cărbunilor bruți este inferioară calității prevăzute în norma internă.

Introducerea acestei prime a mărit preocuparea personalului uzinelor de preparare pentru realizarea indicelui de recuperare. Această preocupare este sprijinită prin afișarea zilnică a indicilor, prin discuții la diferite consfătuiri și altele.

Pentru urmărirea „recuperării planificate recalculate", s-au analizat amănunțit toți factorii de care depinde acest indice: recepția cantitativă a cărbunilor bruți, determinarea calității cărbunilor bruți, cîntărirea cărbunilor preparați, determinarea calității cărbunilor preparați, determinarea cantității și calității sterilului evacuat.

În scopul îmbunătățirii modului de urmărire a acestor indici, s-au luat unele măsuri, dintre care menționăm:

— Colectarea automată a probelor de cărbuni bruți (cu aparatul inventat de ing. Florea Sabin, adoptat la condițiile de la uzina de preparare Lupeni de ing. Hercsik Francisc).

— Introducerea podurilor bascule de mare capacitate pentru cîntărirea cărbunilor bruți de la unele exploatări miniere și a cărbunelui preparat, încărcat în vagoane autodescărcătoare de 50 t.

— Colectarea automată a probelor de șist de la flotație.

— Determinarea curentă a debitului de apă reziduală și a concentrației și cenușii materiilor solide evacuate.

— Introducerea aparatului pentru înregistrarea numărului de cupe transportate cu funicularul, spre a stabili mai precis cantitatea de steril evacuat la haldă.

Concluzii

În articol s-a arătat că urmărirea indicilor de preparare — recuperarea și randamentul, cunoscuți de mult și peste tot, a luat la noi o dezvoltare deosebită.

Cu ajutorul studiului statistic al curbelor de spălare se evită, în mare măsură, erorile inerente în colectarea, reducerea și analiza probelor de cărbune.

Prin simplificarea calculului s-a creat posibilitatea informării pe parcurs a factorilor interesați asupra situației indicilor.

— Prin legarea de sistemul premial a personalului uzinelor de preparare s-au creat premisele pentru o participare largă și foarte activă în depistarea deficiențelor și în ridicarea nivelului tehnic al preparațiilor noastre.

Considerații generale cu privire la paleogeografia și metalogeneza masivului Poiana Ruscă

Ing. geol. T. Kosareva și geol. St. Berghеș

Din punct de vedere geologic masivul Poiana Ruscă reprezintă o regiune bine individualizată, cu caracteristici petrografice, tectonice și metalogenetice deosebite și cu o multitudine de zone mineralizate, dintre care cele mai importante sînt cunoscute și exploatate din timpuri îndepărtate.

Actualmente, acest masiv se prezintă ca un bloc cristalin destul de rigid, străpuns de erupții paleozoice, cretacice (banatite) și terțiare și acoperit cu petice izolate de sedimentar începînd cu cretacicul superior și terminînd cu pleistocenul. Trecutul geologic îndepărtat al acestui masiv prezintă episoade foarte zbuciumate. După o scurtă prezentare petrografică și stratigrafică se va trece la prezentarea acestui trecut.

Lucrările de prospecțiuni și explorări executate de echipele Comitetului geologic (1959—1960) și ale Trustului de prospecțiuni și explorări miniere (1953—1962) au clarificat în mare măsură problemele de stratigrafie și tectonică ale regiunii și deși există unele divergențe de păreri, totuși majoritatea cercetătorilor sînt de acord cu laturile principale ale structurii și genezei cristalinului din Poiana Ruscă. De altfel, divergențele ivite — prin argumentarea fiecărei păreri în probleme de detaliu, duc pas cu pas la restabilirea adevărului și la elucidarea problemelor de bază.

Zonalitatea petrografică a masivului este cunoscută și clarificată din trecut. Zona sudică este constituită atît din roci epizonale cît și din șisturi de tip mezozonal, zona centrală din roci de tip epizonal, iar zona nordică, despărțită de cea centrală prin dolomitul de Hunedoara, este de asemenea o serie epimetamorfică, gradul de metamorfism scăzînd treptat spre nord.

Rocile mezozonale dezvoltate la sudul liniei care trece prin localitățile Cerna, Topliță, Vălar, Vadul Dobrii sînt reprezentate prin micașisturi, gnaisuri și amfibolite, cu care se asociază mici acumulări de magnetit cuprinse în așa-zisa zonă de mineralizare de sud (Băuțar, V. Fierului, Sterminosul). La nord de linia menționată, apar rocile de tip epizonal reprezentate prin șisturi terigene (cloritoase, sericitoase, grafitoase, cuarțitice), șisturi tufogene — vulcanogene, calcare de precipitație chimică și calcare dolomitice recifale [1—3]. Aceste roci sînt grupate în cîteva complexe mari dispuse în două zone anticlinale de mare anvergură despărțite prin masivul dolomitic recifal de Hunedoara. Primul mare anticlinoriu constituie zona centrală iar cel de al doilea, zona nordică a masivului Poiana Ruscă.

V. C. Papiu consideră dolomitele de origină recifală și sincronizează dolomitul de Hunedoara cu cel de Luncani [1, 2].

Cercetătorii din U.R.S.S., R.S.C. și alte țări, [8, 10, 11] bazîndu-se pe rezultatele cercetărilor lor, consideră recifele dolomitice ale masivelor cristaline, drept formațiuni specifice bazinelor maritime ale paleozoicului, iar dolomitele din cuprinsul platformei ruse sînt atribuite devonianului superior pînă la carbonifer (conform datelor prezentate la CACB—1961). Pe de altă parte complexele carbonatate din Munții Stara Planina și din Slovacia de sud sînt considerate drept ordoviciene. Prin analogie cu aceste exemple s-a atribuit formațiunilor recifale de Hunedoara și Luncani, aceeași vîrstă, considerîndu-le deci anterioare orogenezei herciene [1, 2].

O poziție stratigrafică sincronă ocupă așa-zisele șisturi tufogene — vulcanogene. În partea inferioară a acestora se dezvoltă șisturi tufogene care trec spre sud la varietăți clorito-sericitice cu turmalină, feldspați și magnetit. Acestea din urmă la Vadul Dobrii includ acumulări de siderit și intercalații subțiri de calcare. În partea de nord a zonei centrale, complexul de mai sus trece treptat la varietăți de șisturi cu turmalină, sfen, care includ corpuri lentiliforme de calcare cenușii dolomitice cu concentrații importante de siderit (exploatate la Teliuc, Ghelar, Alun). Spre vest, pe măsură ce dolomitul de Hunedoara să efilează și dispare, faciesul carbonatic al mineralizării este înlocuit gradat prin faciesul oxidic ajungîndu-se ca în zona Iazuri să apară exclusiv faciesul de oxizi reprezentat prin acumulări și impregnații de magnetit și oligist în șisturi verzi vulcanogene. Complexul tufogen este reprezentat aici prin șisturi verzi precum și prin roci efuzive metamorfozate cu un conținut ridicat de epidot, albit, sfen.

În zona nordică a masivului Poiana Ruscă, se constată aproximativ aceeași succesiune stratigrafică, cu deosebirea că aici apar și complexele superioare dispuse peste complexul vulcanogen și reprezentate prin filite și șisturi sericitice uneori ardeziene de metamorfism foarte redus.

De asemenea, o deosebire esențială față de zona centrală constă în faptul că mineralizația de fier se prezintă exclusiv în facies oxidic, fapt observat bine în zona Arănieș—Cerbal—Socet. Rocile efuzive sedimentare observate în această zonă prezintă un conținut ridicat în amfiboli și albit și au fost paralelizate cu acelea din perimetrul Iazuri, care sînt într-un stadiu mai avansat de metamorfism. Depozitele de tip efuziv — sedimentar răspîndite în zona Iazuri—Socet—Cerbăl—Arănieș—Groș pot fi atribuite ca apartenență petrografică, formațiunii spilito-kerato-firice (după Satski).

Aceleași depozite cu aport terigen mai intens apar și în zona Luncani-Tomești unde, asociate cu acestea, apar mineralizații de fier de tip itabiritic cantonate într-o formațiune silicioasă. Înspre est și nord formațiunile cristaline sînt acoperite de depozite aparținînd terțianului.

În regiune se cunosc și roci eruptive, sub următoarele forme:

— intruziuni stratiforme sau filoniene-hercinice;

— intruziuni cretacice (banatite);

— dykuri și corpuri bazaltice — terțiare.

Primele sînt reprezentate prin roci ultrabazice (serpentinite) răspîndite în zona Vadul Dobrii — Poiana Răchițelii și prin intruziuni metamorfozate și alterate situate la Ruschița — Tătăuș și Mănăstirea.

Intruziunile banatitice apar în zona cuprinsă între Ruschița și Luncani, însoțite de o serie de diferențiate ale granodioritelor.

Bazaltele terțiare apar la Cerbăl și Tătăuș.

Pentru formarea unei imagini mai clare a evoluției Carpaților Meridionali și a masivului Panoni mijlociu vom începe cu descrierea celor mai vechi formațiuni întîlnite pe teritoriul regiunii dintre Balcani și Carpați.

Din comunicările unor geologi din diferite țări, prezentate la Congresul Geologic Balcano-Carpatic (1961 — București) a rezultat că în perioada tectogenezei baikalice (proterozoic superior-cambrian) pe teritoriul masivelor Rodopi și Carpați se întindea o depresiune geosinclinală care delimita spre sud platforma Rusă [6, 7]. În proterozoicul superior și cambrian depresiunea a suferit mișcări de subsidență cu acumularea de roci terigene, dînd naștere unei formațiuni argiloase. Acumularea sedimentelor era însoțită de o activitate vulcanică submarină foarte intensă care a lăsat drept mărturie un număr mare de masive amfibolitice și șisturile verzi de origină vulcanică, dezvoltate în Dobrogea și în Carpații Orientali, formațiuni tipice eugeosinclinale (după I. Satski). La începutul ordovicianului în zona geosinclinală de mai sus [8] au avut loc mișcări de cutare ale etapei finale, a așa-zisei faze salairice (sîrbe) a erei de tectogeneză baikalică.

În urma mișcărilor baikalice, viitoarea Europă hercinică s-a transformat într-o zonă consolidată asemănătoare platformei. În aceeași perioadă au început să se schițeze viitoarele masive mijlocii: Ceh, Panonic, Rodopic, Moesic și Transcaucazian. Între blocurile rigide ale acestora s-au dezvoltat ulterior noile zone geosinclinale [8].

Depozitele ordoviciene au fost identificate numai în partea de vest a munților Stara Planina, Dinaride, munții Sendriei și delimitate convențional în Slovacia de Sud, Ungaria NV și în Dobrogea. Depunerile ordoviciene din masivul Panonic mediu se caracterizează prin grosimi mai reduse și compoziție mai carbonatată comparativ cu geosinclinalele limitrofe.

După părerea geologilor unguri teritoriul masivului Panonic nu a fost antrenat în mișcările caledoniene.

Începuturile geosinclinalelor hercinice datează din ordovician sau silurian [8]. Depozitele devoniene din zona masivelor Panonic și Moesic se compun în esență din complexe, carbonatate de grosime mică și discontinue, reprezentate prin calcare recifale de adîncime redusă. În această perioadă în zonele geosinclinale din vecinătate se continuau mișcările de subsidență cu acumularea unui strat gros de formațiuni terigene, vulcanogene și carbonatate. Acestea ar fi primele ipoteze care s-au putut afirma cu oarecare certitudine asupra regiunii din care face parte masivul Poiana Ruscă. Este mai greu de afirmat ce s-a petrecut pe teritoriul corespunzător în perioada ordoviciană, deoarece lipsesc date de determinare a vîrstei absolute.

În silurianul superior teritoriul masivului Poiana Ruscă împreună cu întregul masiv Panonic a suferit un început de exondare. În devonianul inferior pe teritoriul cercetat se mai întindea un golf marin care pătrundea pe teritoriul masivului Panonic dinspre NV. În această perioadă a avut loc, după cîte se pare, dezvoltarea recifelor dolomitice în condiții de adîncime redusă, precum și precipitarea depozitelor din care au rezultat șisturile cuarțito-grafitoase terigene de la baza nivelelor vulcanogene.

Deși nu există o confirmare directă a vîrstei calcarelor recifale de Hunedoara și Luncani, V. C. Papiu le atribuie într-o primă interpretare vîrsta siluriană, ulterior formulînd opinia potrivit căreia, formațiunea de roci carbonatate ar putea fi și mai nouă, devoniană. În acest caz, depozitele imediat superioare s-ar situa în carboniferul inferior. Menționăm că vîrsta devoniană a fost determinată de Semenenko pentru complexul vulcanogen din Carpații Sovietici [9]. În ceea ce privește vîrsta absolută a metamorfismului, determinările făcute de M. Filipescu pe probe recoltate din gnaisul de Cozia, de Rarău și din Munții Apuseni, confirmă vîrsta hercinică.

În devonianul mediu și superior, regiunea masivului Poiana Ruscă este antrenată în mișcările de subsidență generală, contopindu-se cu geosinclinalul Bănățean. În această perioadă în

partea de SV a regiunii s-a instalat după cum se pare regimul eugeosinclinal sau un regim asemănător. Astfel în sectorul Ruschița Iazuri și probabil în vecinătatea satului Tătăuș au apărut fose eugeosinclinale favorabile activității vulcanice submarine cu caracter bazic. Aceste erupții submarine, a căror ascensiune s-a produs pe linii de minimă rezistență în zona cu labilitate maximă, reprezintă, după părerea noastră, sursa principală a mineralizației de fier din regiune. Prin analogie cu Carpații Sovietici, complexul vulcanogen care s-a format aici în asociație cu zăcămintele de minereu de fier pe care le include poate fi atribuit devonianului superior.

În carboniferul inferior activitatea vulcanică se atenuează atît în Poiana Ruscă cît și în teritoriile vecine. Depozitele predominant terigene cum sînt sisturile sericito-cloritoase și cuarțitice, calcarele și cuarțitele rubanate se referă probabil la această perioadă. La finele carboniferului inferior, în Poiana Ruscă ca și în întreg geosinclinalul bănățean încep noi mișcări de exondare însoțite de cutări intense cu direcție EV, care sînt probabil sincrone cu faza sudetă [6]. Tot în această perioadă au apărut probabil și intruziunile (metamorfozate) de la Ruschița, silurile bazice de la Vadul Dobrii, intruziunile de la Sud de Bucova și Cincis (interceptate de sonda 403) și poate chiar masivele granitice ale Retezatului.

În paleozoicul superior tot teritoriul bănățean a fost antrenat în mișcări orogenice foarte intense, care în Poiana Ruscă sînt ilustrate prin cutările cu direcție NS suprapuse cutărilor anterioare cu direcție EV. În același timp, aici au început și au căpătat amploare fenomenele de metamorfism regional, atît de dezvoltate pe teritoriul masivului Poiana Ruscă.

Între finele carboniferului și jurasicului superior [12, 16] în teritoriul Poiana Ruscă și întregul masiv Panonic s-a instaurat regimul continental. Perioada aceasta de liniște orogenică a fost însoțită de o activitate de eroziune intensă, care justifică absența depozitelor carbonifere, permiene și triasice, de pe acest teritoriu.

La sfîrșitul jurasicului superior, a avut loc probabil o afundare de scurtă durată a uscatului, urmată de o nouă exondare, mișcări care coincid cu faza kimerică nouă. Apele mării jurasice acopereau o suprafață restrînsă în partea de SV a masivului.

În această perioadă formațiunile sedimetare de origină marină au fost în mare parte distruse de eroziune ,astfel că, calcarele portlandiene nu se mai întîlnesc decît în regiunea comunelor Nădrag, Ruschița, Rusca Montană și Tîncova sub forma unor petice izolate.

La începutul cretacicului superior, în urma orogenezei alpine, masivul Poiana Ruscă sufere o afundare generală cu inundarea porțiunilor periferice. După depunerea calcarelor turoniene au urmat din nou mișcări de exondare, urmate de mișcări verticale, mai frecvente, însă de amploare mai mică. În urma exondării, marea cretacicului superior se retrage treptat depunînd sedimente terigene grosiere (gresii, conglomerate și mai rar șisturi marno-argiloase).

Oscilațiile din cretacicul superior au fost însoțite de o activitate eruptivă intensă care s-a manifestat prin apariția maselor intrusive ale provinciei banatitice (granodiorite și diferențiatele lor). În legătură cu aceste banatite au fost puse în loc mineralizațiile de contact magnetitice de la Tîncova și Nădrag, complexe de contact hidrotermale (Ruschița).

Exondarea începută în cretacicul superior a continuat pînă la sfîrșitul paleogenului.

În neogen a urmat scufundarea masivului Panonic mijlociu împreună cu Poiana Ruscă cuprinsă în acest masiv. Sedimentele tortoniene se depun în limitele depresiunii Hațegului, apărută anterior și în nordul regiunii. Mișcările de subsidență continuă și în neogenul superior, iar marea pontică invadează partea vestică a masivului (Caransebeș-Lugoj) și partea estică în continuarea bazinului neogen al Streiului. În urma mișcărilor oscilatorii care au avut loc în neogen, formațiile paleo-mezozoice au fost afectate de o serie întreagă de fracturi de mare amploare cu direcția EV urmărite pe valea Mureșului.

Zăcămintele de minereuri de fier ale masivului Poiana Ruscă aparțin unei provincii metalogenetice net deosebită de altele atît prin parageneza minerală cît și prin sursa inițială a fierului și vîrsta zăcămintelor. La rîndul lor, zăcămintele din cuprinsul masivului diferă unele de altele prin faciesul petrografic sub care se prezintă, grupîndu-se în două categorii: zăcăminte în facies carbonatic și zăcăminte în facies oxidic. Aceste categorii de zăcăminte sînt repartizate în trei zone sau fîșii de minereuri de fier care se întind aproape paralel, în direcția EV. Zona nordică se întinde de la Poieni pînă la Valea Nadru, zona centrală de la Teliuc pînă la Ruschița, iar zona de sud, de la Lingina pînă la Valea Sterminosului.

Din punct de vedere genetic, toate zăcămintele și ivirile de minereu de fier din masivul Poiana Ruscă pot fi grupate în două categorii:

a) acumulări de minereu primare, de origină sedimentar-vulcanogenă și de vîrstă mai veche (silurian-devonian?);

b) acumulări de minereu reziduale, de tipul infiltrațiilor și substituțiilor de vîrstă ceva mai recentă (permiene?).

În afară de aceste categorii mai există și mici acumulări de minereu de fier, lipsite de importanță, de tipul limonitelor terțiare de la Luncani și altele de tipul metasomatic la contacul banatitelor cretacic superioare (Tîncova-Nădrag), cu calcare jurasice.

În concepția autorilor, categoria de origină sedimentar—vulcanogenă include toate zăcămintele sideritice în roci carbonatate, acumulările de magnetit și oligist în șisturi tufogene, impregnațiile de magnetit în roci vulcanogene metamorfozate, cuarțitele cu oligist etc., iar la categoria zăcămintelor reziduale se referă toate acumulările mici de limonit și oxizi de mangan în calcare sau cuarțite, acumulări cu forme variate și distribuite neuniform în zona nordică la Bătrîna și Poeni.

În prima categorie, în funcție de tipul mineralizației, depărtarea de sursa primară și mecanismul procesului de formare se pot separa cîteva subtipuri :

1. În primul subtip se includ impregnațiile de magnetit și titanit localizate direct în rocile efuzive metamorfozate. Magnetitul și titanitul se prezintă sub formă de granule mici, apărute probabil simultan cu rocile care le includ. Trebuie subliniat faptul că în afară de magnetitul accesoriu primar, este prezent și magnetitul de neoformațiune, dezvoltat uneori după biotit și amfibol, alte ori după clorit sau granați. Acest tip de mineralizație este caracteristic pentru zonele Iazuri și Cerbăl.

2. Al doilea subtip cuprinde rocile tufogene mineralizate cu magnetit, concentrat sub formă de impregnații, corpuri lentiliforme sau intercalații stratiforme subțiri între șisturi tufogene și tufitogene. Această mineralizație este sincronă cu precedenta fiind strîns asociată cu formațiunea spilito-keratofirică. Prin analizele spectrale și chimice s-a stabilit că magnetitul nu conține titan, în schimb conține mangan ceea ce confirmă ipoteza precipitării cationilor Fe^{+++} și Fe^{++} direct din soluții marine. Minereul este format exclusiv din oxizi (magnetit, martit, oligist) mai rar pirită și sporadic calcopirită. Ganga este constituită din epidot, calcit, clorit, cuarț, granat. Analizele au indicat prezența elementelor Cu, Pb, Zn, Ni și alte elemente conținute în mare parte în structura sulfurilor.

Prezența acestor sulfuri, demonstrează că precipitarea fierului și manganului a avut loc în mediul cu *p*H ușor scăzut și E*h* ușor ridicat. Totodată bazinul a fost contaminat probabil cu gaze (H_2S) ceea ce ar fi o explicație a prezenței eflorescențelor de pirită în șisturi și dezvoltarea sporadică a piritei în minereu.

În același subtip de minereuri se pot încadra și orizonturile subțiri de granatite mineralizate care apar la Iazuri, Cerbăl, Arănieș, Cutin și Poieni. Sînt roci compacte de culoare violacee sau neagră, constituite din granați, cuarț, epidot, oligist și magnetit. Toate mineralele sînt fin cristalizate, intim asociate, imprimînd rocii aspect masiv, slab orientat. Oligistul este mineralul predominant. Cristalele de granat conțin adesea sub formă de incluziuni cristale de magnetit.

Orizonturile de granatite au grosimi reduse (0,20—1,00 m) și sînt situate la contactul rocilor eruptive metamorfozate cu șisturile terigene.

De asemenea, la același subtip s-ar putea încadra și acumulările de magnetit din zona sudică (Valea Fierului, Sterminosul) precum și minereurile de pirită de la Bătrîna. Acestea din urmă — considerîndu-le sincrone cu minereurile de fier — este posibil să se fi format ca rezultat al acțiunii emanațiilor și soluțiilor hidrotermale, care au creat local condiții favorabile separării sulfurilor de Fe, Pb și Zn direct din apă [15].

3. Al treilea subtip este reprezentat prin siderite și calcare sideritice localizate în complexul efuziv-sedimentar. N. M. Strahov descrie formațiunile de acest fel sub denumirea de efuziv—terigene, înțelegînd prin aceasta formațiunile care, în afară de materialul vulcanogen conțin o proporție însemnată de gresii și argilă de origină terigenă, îmbogățite cu material tufogen precum și sedimente carbonatate de precipitare chimică. Acestea sînt rocile de tranziție între formațiunile efuzive și sedimentare cu caracter normal, care se dezvoltă în mediul marin cu scăderea bruscă a aportului hidrotermal superior. Din această categorie fac parte zăcămintele principale din cuprinsul zonei centrale — Teliuc, Ghelar, Nicolson, ivirile mici de minereu la Alun, Vadul Dobrii, precum și calcarele sideritice din Sohodol, Valea Ivanului și altele.

În acest caz fierul s-a separat concomitent cu $CaCo_3$ direct din soluții care aveau o rezervă mare de alcali, *p*H destul de ridicat și E*h* scăzut, adică în mediu reducător, favorabil pentru separarea carbonaților de fier și de mangan.

Sedimentul se acumula în porțiunile denivelate ale fundului mării, la baza pantei recifilor calcaroși și în porțiunile închise, fără — sau aproape fără — curenți marini, favorabile pentru depunerea unor pături groase de mîluri calcaroase-feruginoase. Sedimentul inițial se prezenta sub forma unei mase mai mult sau mai puțin omogene, formată din carbonați de Ca și Fe, care au căpătat aspectul lor actual sub acțiunea proceselor ulterioare, în special a presiunii.

Astfel, în primele faze ale diagenezei, în urma activității bacteriene, sedimentele inițiale reprezentau un mediu fizico-chimic foarte variat din punctul de vedere al valorilor *p*H și E*h* și al concentrației diferiților componenți ai soluțiilor din mîluri. Ulterior, aceste condiții favorabile migrării diferitelor substanțe în masa mîlului au dus la dispersarea acestora în unele sectoare și concentrarea lor în alte sectoare.

Carbonații de fier, repartizați inițial mai mult sau mai puțin uniform în sediment, au suferit aceeași redistribuire diagenetică în masa mîlului, dînd naștere la concentrații carbonați de fier sub formă de lentile, pelicule sau corpuri neregulate. Astfel se explică și caracterul cvasi-metasomatic al corpurilor de minereu deosebit de accentuat la Teliuc.

4. În subtipul 4 se includ cuarțitele feruginoase din regiunea Luncani — Poieni — Bătrîna, probabil singenetice cu magnetitul zonei Iazuri și cu minereurile sideritice ale zonei centrale de mineralizare. Aceste formațiuni denumite de N. M. Strahov efuzive-silicioase, se întîlnesc uneori la o depărtare mare de vatra eruptivă, pierzînd în aparență orice legătură cu aceasta. Cu formațiunile de acest tip se asociază în general zăcămintele de mangan și rocile cu aspect jaspilitic. Ele se formează în condiții marine cu aport hidrotermal submarin foarte intens și în afară de lave și sulfuri se compun în mare parte din roci terigene. Astfel se explică dece în compoziția minereurilor de la Luncani participă elementele ca: Ba, Pb, Zn, Cu, elemente care la Iazuri apar în proporții deosebite și oarecum reduse — în special Ba — probabil datorită activității hidrotermale mai atenuate.

Ulterior, formațiunile descrise au fost afectate de metamorfismul regional, care s-a manifestat prin apariția cloritului, a magnetitului de neoformațiune, formarea albitului, calcitului, epidotului pe seama plagioclazilor calcici și amfibolilor. Formarea albitului reprezintă însă și un semn de întrebare, întrucît poate să se fi format și cu mult înainte, în cursul procesului de spilitizare.

În linii generale și făcînd abstracție de detalii, în acest fel se conturează procesul de depunere a minereurilor de fier din perioada antehercinică în masivul Poiana Ruscă.

Raportîndu-ne la cele expuse mai sus, putem face cîteva observații generale asupra perspectivelor economice ale masivului Poiana Ruscă. Gradul de cunoaștere a celor trei zone de mineralizare diferă mult. Astfel în comparație cu zona centrală, în care, datorită volumului mai mare al rezervelor, lucrările de cercetare geologică sînt ajunse la un grad foarte înaintat, zonele nordică și sudică datorită perspectivelor economice apreciate ca reduse nu au fost îndeajuns clarificate. Cercetările în aceste zone s-au limitat la clarificarea stratigrafiei și tectonicii complexelor cristaline, fără a se preciza prin lucrări adecvate volumul de rezerve al tuturor ivirilor de minereu de fier. În zona nordică s-au executat sporadic lucrări de exploatare în sectoare presupuse mai bogate însă aceste lucrări nu au fost corelate și nu s-a ajuns la o evidență clară a rezervelor pe sectoare sincrone. Deși în această zonă nu există șanse de a se identifica zăcăminte bogate, totuși cele cunoscute nu sînt conturate precis, în multe cazuri nici la suprafață. Cercetarea amănunțită a acestora ar fi în momentul actual ușurată și simplificată mult de cunoașterea stratigrafiei și tectonicei complexelor cristaline și se impune ca o necesitate firească în desfășurarea lucrărilor geologice.

În ceea ce privește zona sudică, admițînd că rocile mezozonale sînt sincrone cu o serie de roci epizonale din celelalte zone — ipoteză care este afirmată de mai mulți cercetători și pare verosimilă, atunci perspectivele zonei sudice se lărgesc imediat, în special în partea sudică extremă și estică a acestei zone.

Bibliografie

[1] Papiu, V. C., Popescu, A. și Serafimovici, V. *Importanța litogenetică a rocilor carbonatate din epizona masivului Poiana Ruscă.*

[2] Papiu, V. C., Popescu, A. și Serafimovici, V. *Considerații petrogenetice asupra carbonatitelor epizonale din masivul Poiana Ruscă* Arhiva Inst. geologic (1961).

[3] Papiu, V. C. *Raport geologic minier. Cercetări executate în regiunea Luncani — Tomești — Păloșești.*

[4] Lodocinikov, V. N. *Glavneișie porodo obrazuiușcie minerali*, Gosgheolizdat, M—L, 1947.

[5] *** *Geologicke prace. Zosit Go „Contributions des geologues tchekoslovaque au V-ème Congrès de l'Association Carpato-Balcanique".* Bratislava, 1961.

[6] Slavin, V. I. *Osnovnie zakonomernosti tektonicheskogo razvitiia Karpato — Balakano — Kavkazskoi gheosinklinalnih oblastei.* Materiali V Kongresa Karpato-Balkanskoi Assoțiații, București, 1961.

[7] Muratov, M. V. *Osnovnie etapi tektonicheskogo razvitiia Karpato-Balkano-Kavkazskoi. skladceatoi oblasti.* Alpiiskii țikl. Materiall V Kongresa Karpato-Balkanskoi Assoțiații, București, 1961.

[8] Slavin, V. I. *Stratiarafiia paleozoia vnutrennei ceasti Karpato-Balkanskogo soorujenia.* Materiali V Kongresa Karpato—Balkanskoi Assoțiații, București, 1961.

[9] Semenenko, N. N., Tkaciuk, L. G. și Lodîjenskii Kotlovskaia, N. R. *Absoliutnîi vazrast gheologhicesckih formații Vostocinîh Ukrainskih Karpat.* Materiali V Kongresa Karpato-Balkanskoi Assoțiații, București, 1961.

[10] Pantici, N. *Stratigrafiia devonskih i Kamennougolnih otlojenii Karpato — Balkan (Vostocinaia Serbia). Materiali V Kongresa Karpato-Balkanskoi Assoțiații*, București 1961.

[11] Spasov, Hr., Tenciov, I. și Ianev, Gl. *O stratigrafii paleozoia v zapadnoi Bolgarii.* Materiali V Kongresa Karpato — Balkanskoi Assoțiații, București, 1961.

[12] Oncescu, N. *Geologia Republicii Populare Romîne.*

[13] Homentovski, V. V. *Formatii strukturno fatialnih zon Jugozapodnoi Sibiri i sveazi s nim poleznih iskopaemih*, tom. III, 1960.

[14] Sidorenko, A. V. și Luneva, O. I. *K voprosu o litologhiceskom izucenii metamorficeskih tolșci.*, 1961.

[15] Strahov, N. M. *Osnovi litogheneza.* Tom. I, II, 1960.

Săparea puţului nr. 3 Godeni cu aplicarea procedeului de îngheţare

Ing. N. Munteanu

Aplicarea procedeului de săpare prin îngheţare este impusă de anumite condiţii de ordin hidrogeologic, tehnic şi economic.

Comportarea rocilor la îngheţare, determinarea volumului de roci îngheţate şi tehnologia îngheţării, impun studii şi obţinerea de date preliminare atît asupra condiţiilor hidrogeologice şi de zăcămînt, cît şi asupra caracteristicilor rocilor din punct de vedere mineralogic.

Economicitatea procedeului este determinată de costul utilajului specific şi de nivelul tehnologic al execuţiei.

Prezentînd avantaje mărite în privinţa securităţii muncii la execuţie şi pretîndu-se la un indice destul de ridicat de mecanizare procedeul de îngheţare a înlocuit, în bună parte, alte procedee speciale de săpare.

Zăcămintele de cărbune energetic inferior (lignit-cărbune brun), dezvoltate în regiunea subcarpatică a ţării, prezintă particularitatea prezenţei frecvente a stratelor de nisip curgător sub presiune (borchiş) plasate în culcuşul şi coperişul stratelor de cărbune într-o alternanţă aproape continuă.

Necesitatea dezvoltării în adîncime a lucrărilor de exploatare, în vederea sporirii producţiei de lignit, au impus soluţionarea traversării stratelor de borchiş cu lucrări miniere verticale prin utilizarea procedeului de săpare prin îngheţare aplicat experimental în bazinul carbonifer Schitu-Goleşti, la puţul nr. 3 Godeni.

Parametrii tehnici ai puţului nr. 3 Godeni

1) adîncimea puţului 203 m;
2) diametrul de săpare, d_s 5,2 m;
3) diametrul liber, d_u 4,0 m;
4) susţinerea definitivă: beton şi beton armat de 0,6 m grosime;
5) susţinerea provizorie: inele metalice OLU 16 în cîmpuri de 0,6—0,8 m;
6) numărul picioarelor de sprijin 11 buc;
7) lungimea tronsoanelor de săpare { max. 39 m; min. 10 m; medie 19 m;
8) excavarea: cu energie preumatică;
9) încărcarea: manuală;
10) transportul: cu un singur fir de transport şi două vase a 500 litri;
11) amenajarea: moaze metalice OL de 20 mm, concomitent cu avansarea;
12) betonare: transportul betonului pe tuburi;
13) adîncimea de îngheţare 200 m.

Indici hidrogeologici

1) rocile traversate: marne compacte, marne nisipoase, friabile, nisip acvifer, nisip cimentat (gresie) şi borchiş;

2) numărul, grosimea şi poziţia stratelor de borchiş:

— complexul nr. 1 situat între cotele —92 m şi —119 m în grosime de 27 m format din 18 m borchiş şi 9 m intercalaţii subţiri de marnă nisipoasă friabilă şi nisip cimentat;

— complexul nr. 2 situat între cotele —140,2 şi —146,3 m în grosime de 6,1 m format din borchiş;

— complexul nr. 3 situat între cotele —186 şi —190 m în grosime de 4 m format din borchiş;

3) compoziţia granulometrică a borchişului:
— nisip de la 1—0,05 mm 34%;
— nisip prăfos sub 0,0005 mm 44%;
— argilă sub 0,0005 mm 22%;

4) umiditatea { moleculară 7,8 — 12,9%; maximă 30,36%;

5) porozitatea { maximă 40%; minimă 20%;

6) permeabilitatea 0,088 — 2,22%;
7) coeficientul de filtrare K = 0,129 —5,3 m/24 h;
8) greutate specifică 2,7 t/m³;
9) greutate volumetrică 1,57 — 2,17 t/m³;
10) unghiul de taluz natural { umed 16—23°; uscat 22—26°;
11) nivelul hidrostatic artezian +1,5 m;
12) debitul de apă 0,67 — 1,36 l/s;
13) panta piezometrică 2‰;
14) presiunea litostatică maximă 265 t/m²;
15) presiunea hidrostatică maximă 18 at;
16) mineralizaţia 475 mg/l (lipsa sărurilor de calciu, magneziu şi potasiu);
17) pH 7,7;
18) duritatea apei, grade germane { temporară 15,68; permanentă 2,13; totală 17,81;
19) temperatura rocilor +16°C.

Comportarea rocilor la îngheţare

Rocile clasice neconsistente sau curgătoare în stare umedă îşi măresc rezistenţa prin îngheţ devenind stabile.

Prin analogie cu betonul, rezistența unei roci înghețate depinde de :

— rezistența apei înghețate ;

— rezistența particulelor componente ;

— forma, dimensiunile, raportul granulometric și coeziunea dintre componente.

Apa constituțională, sau de zăcămînt, prin înghețare joacă rolul cimentului de legătură din beton.

Scăzînd temperatura unei roci umede, se produce înghețarea în primul rînd a apei libere (gravitațională) cuprinsă în pori mari, în goluri sau în fisuri, urmată de apa capilară. Apa peliculară și higroscopică îngheață mult mai încet și numai la temperaturi destul de scăzute (—15° pînă la —30°C). La temperaturi puțin coborîte sub 0°C, această apă poate rămîne neînghețată, în stare de subrăcire, micșorînd rezistența rocii înghețate.

Rezistența apei înghețate este relativ mică din cauza proprietății sale plastice (de curgere în stare solidă) avînd valori la compresiune triaxială de circa 30 kg/cm² la $t = -11°C$. Ca urmare a acestei observații se deduce că rezistența unei roci înghețate este invers proporțională cu umiditatea.

Rezistența rocilor înghețate la diverse solicitări este direct proporțională cu temperatura de înghețare.

În urma încercărilor practice de laborator s-a dedus următoarea relație între rezistența la compresiune τ_c și temperatura $t°$ a rocii înghețate.

$$\tau_c = -0{,}153\ t^2 - 11\ t + 20\ (\text{kg/cm}^2)\ i$$

Informativ rezistența borchișului înghețat rezultată din încercări de laborator este de 178 și 170 kg/cm² la temperatura de —20°C și 190 kg/cm² la temperatura de —25°C (încercări efectuate de ALBY și cu ocazia săpării metroului din Moscova).

După Kokșenev rezistența la compresiune a borchișului înghețat în masiv este mai mare decît valorile τ_c obținute prin încercări de laborator, fiind dată de formula :

$$\tau_{real} = \tau_c + a\sqrt{P}\ \text{kg/cm}^2$$

unde :

a este un coeficient de corecție ;

P — presiunea litostatică.

Rezistența rocilor înghețate depinde de mărimea componentelor. Astfel, pînă la o anumită valoare a temperaturii de înghețare rocile macrogranulare și granulare (pietrișuri și nisipuri grosiere) au o rezistență mai mare decît rocile fin granulare(nisipuri fine și prăfoase) din cauză că rocile macrogranulare conțin un procent ridicat de apă liberă (gravitațională) care îngheață foarte ușor, apa peliculară și capilară jucînd un rol neînsemnat, pe cînd la rocile fin granulare apa constituțională prezentîndu-se în stare capilară și peliculară, îngheață mult mai greu și uneori incomplet, micșorînd rezistența rocii înghețate.

La rocile macrogranulare, de obicei, rezistența componentelor granulelor este mai mare decît rezistența gheții ; în final rezistența acestor roci la îngheț depinde în cea mai mare măsură de rezistența gheții.

Rocile fin nisipoase, prăfoase, argiloase, din cauza formei solzoase a particulelor cît și a apei peliculare, au rezistența componentelor mai mică decît a gheții, rezistența acestora la îngheț depinzînd în final mai mult de rezistența componentelor decît a liantului.

În concluzie, rezistența rocilor înghețate depinde în ansamblu de structura, textura, rezistența componentelor și a ghieții cît și de coeziunea componentelor, ca urmare a procesului de înghețare.

Coeziunea între particule după înghețare este maximă la roci fin granulare astfel încît cea mai mare rezistență după îngheț o au nisipurile fine, cu condiția să nu existe apă peliculară sau capilară neînghețată.

Această condiție se realizează, așa cum s-a mai amintit, la temperaturi scăzute de înghețare (sub —15° ...—30°C).

Rocile înghețate se comportă la diverse solicitări ca materiale elasto-plastice sau plastice, în funcție de temperatura de înghețare, conținutul de apă, structura și textura componentelor, cît și de mărimea și durata solicitărilor exterioare, prezentînd deformații :

— elastice, pentru încărcări foarte mici și de scurtă durată ;

— plastice pentru încărcări mici și de lungă durată.

Deși este evidentă proprietatea de curgere a apei înghețate la solicitări mari, roca înghețată trece în faza de fisurare ca și materialele casante, fără a avea în prealabil o deformare plastică importantă.

Dimensionarea peretelui de ghiață se face după formula lui Lamé :

$$E = R_s\left(\sqrt{\frac{\tau_a}{\tau_a - 2P}} - 1\right),\ \text{cm.}$$

Din calcul rezultă o grosime minimă de 1,4 m.

Practic, această grosime a fost depășită, atingîndu-se valori de 4—5,2 m în zonele principale de borchiș și la baza puțului, așa cum s-a reprezentat în figura 1.

Forajul sondelor de înghețare

În practica mondială se folosesc două metode de foraj al sondelor de înghețare : forajul percutant și forajul rotativ cu masă sau cap universal sau cu turbină.

Deși oferă avantajul unei verticalități maxime, forajul percutant este mai puțin folosit în cazul formațiunilor de borchiș din cauza pericolului formării cavernelor ca urmare a lipsei fluidului de foraj care colmatează și menține pereții.

Forajul rotativ cu turbină oferă viteze sporite de săpare, determinînd un preț de cost

scăzut. Din acest motiv este utilizat pe scară din ce în ce mai largă. Prezintă însă două dezavantaje și anume: posibilitatea formării cavernelor în stratele de borchiș din cauza presiunii fluidului de antrenare a turbinei și obținerea

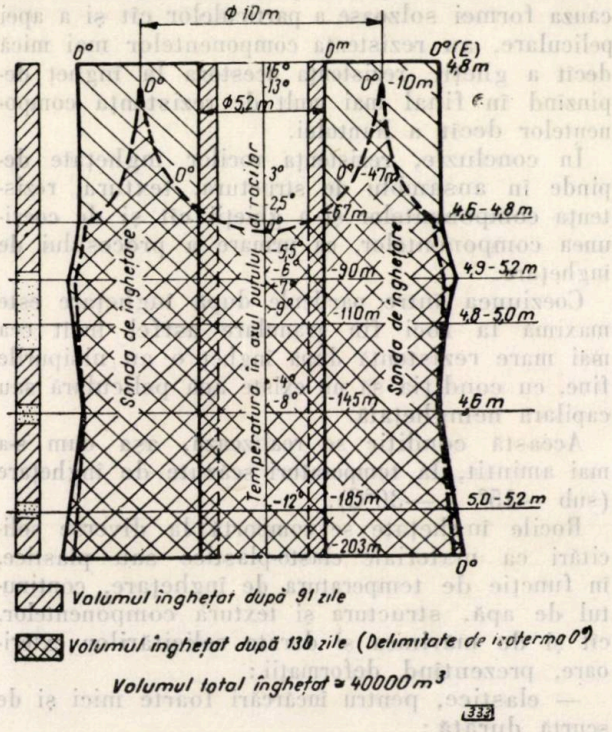


Fig. 1. Formarea cilindrului de gheață în jurul puțului.

unor devieri relativ mari date de momentul reactiv, giratoriu al turbinei.

Forajul rotativ cu sapă urmează linia mediană, satisfăcînd cerințele mai puțin exigente asupra vitezei de foraj, însă compensînd cu realizarea unor devieri mai mici decît cu turbina.

La puțul nr. 3 Godeni s-a utilizat forajul rotativ cu cap universal și sapă cu role. S-a lucrat în paralel cu trei instalații tip Strungul Brașov, avînd următoarele caracteristici:

— adîncime de foraj, maximum 500 m;
— diametrul de foraj, maximum 190 mm;
— viteza de rotație a sapei, 72/120/200 rot/min;
— dirijarea avansării, prin fricțiune și cu cremalieră;
— capacitatea troliului, 2 t;
— acționare electrică.

Echipamentul de foraj

S-au utilizat:

— prăjini exagonale de foraj de $3^1/_2''$;
— prăjină grea de întindere a garniturii $\Phi = 4^1/_2''$, lungime 6 m, greutate = 900 kg;
— sape cu role 8 $c \times 190$ — $4^1/_2''$ N;
— trepied metalic de h = 12 m cu 3 role;
— dinamometrul pentru dirijarea apăsării tip Baștea;
— pompe de noroi Duplex tip UM Tîrgoviște, Q = 200 l/min la 40 at, cîte două bucăți pentru o instalație de foraj.

Tehnica forajului

Regimul optim de foraj pentru obținerea unor devieri minime ale sondelor și o viteză convenabilă de avansare a fost dedus din variația parametrilor principali de foraj:

— apăsare pe talpă;
— viteză de rotație a sapei;
— debitul și compoziția fluidului de foraj.

Rezultatele cele mai bune au fost obținute pentru o apăsare pe talpă de 0,205 kg/cm² corespunzătoare unei tensiuni în cablu de 75 kgf la înfășurarea cablului pe trei role, 120—200 rot, viteza de rotație a sapei de 120—200 rot/min și debitul fluidului de foraj de 380 l/min.

Rezultatele rezumative ale încercărilor practice sînt prezentate în figura 2, prin ridicarea curbei caracteristice a devierii în funcție de apăsare, rotație și debitul fluidului de foraj.

Traversînd formațiuni de borchiș sub presiune, una din problemele principale ale forajului a constituit-o evitarea antrenării nisipului de către fluidul de foraj și formării cavernelor.

Folosind un noroi de foraj cu greutate specifică mai mare decît 1,25 kg/l, viscozitate egală cu 34—38 s și proba de filtrare egală cu 9—10 cm³, preparat cu marnă în proporție de 30—40% și tratat cu trassgel și hexametafosfat, cavernele s-au produs numai accidental, atingînd diametrul maxim de 0,8 m față de diametrul de săpare a sondei de 0,19 m.

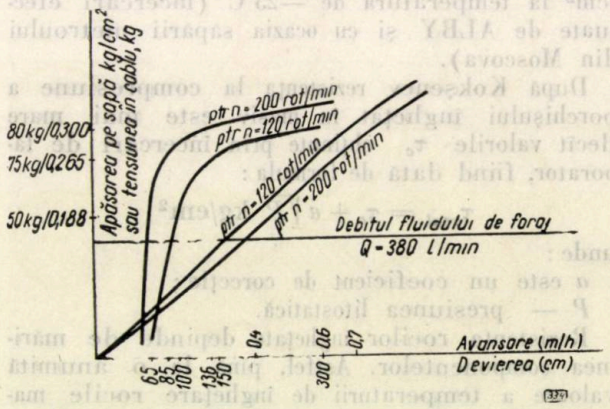


Fig. 2. Variația devierii sondei și a vitezei de avansare în funcție de apăsarea pe talpă și rotația sapei.

Controlul devierii sondelor s-a făcut prin măsurători din cinci în cinci metri cu fotoinclinometru tip Zmeuranu, bazat pe principiul fotografierii pendulului pe cadranul unei busole.

Din cauza devierii busolei la apropierea aparatului de sondele vecine deja tubate, s-a adaptat în locul acesteia un electrogiroscop.

Precizia aparatului, verificată prin măsurarea sondelor întîlnite la baza puțului, este de 1,7‰. Devierea medie a sondelor de înghețare a fost de 1,42 m la 200 m adîncime, adică 0,71%, precizie satisfăcătoare, care a eliminat săparea de sonde suplimentare.

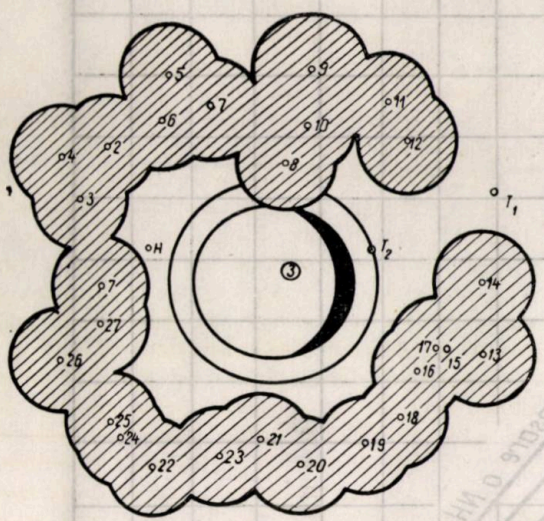
Devierea a fost favorizată de prezența unor formațiuni neregulate de gresii lenticulare la nivelul principalului strat de borchiș (—102 m).

Devierea sondelor la nivelul formațiunilor acvifere este reprezentată în figura 3.

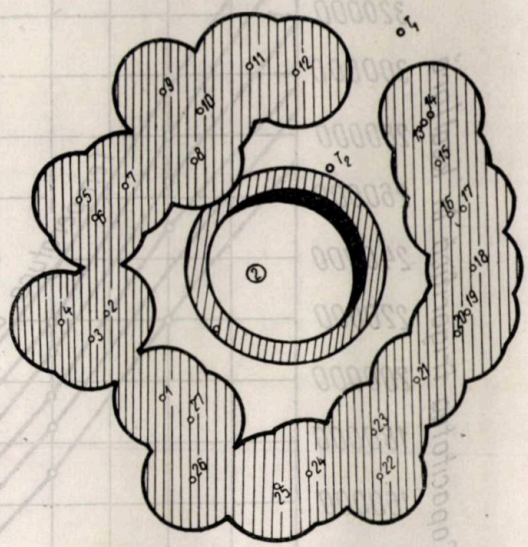
— viteză industrială 630 m/lună, cu o structură a timpului de foraj de 81,8% timp productiv, și 18,2% timp neproductiv.

Stația frigorifică

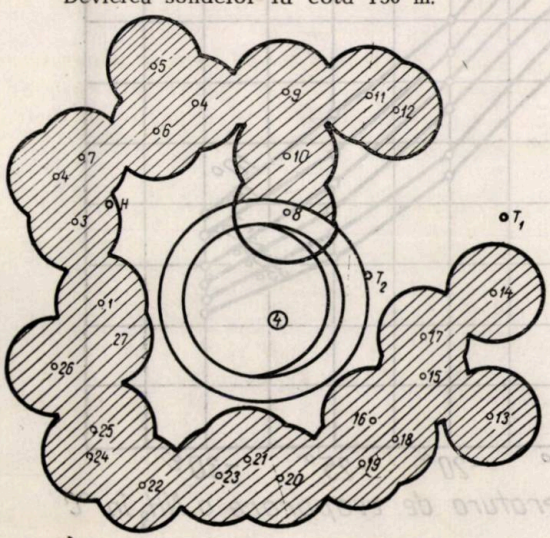
Pentru înghețarea rocilor s-a utilizat o instalație frigorifică de 1 200 000 kcal/h capacitate teoretică, funcționînd cu NH_3 ca frigorigen și soluție de Cl_2Ca în concentrație de 29° Be, ca agent refrigerent.



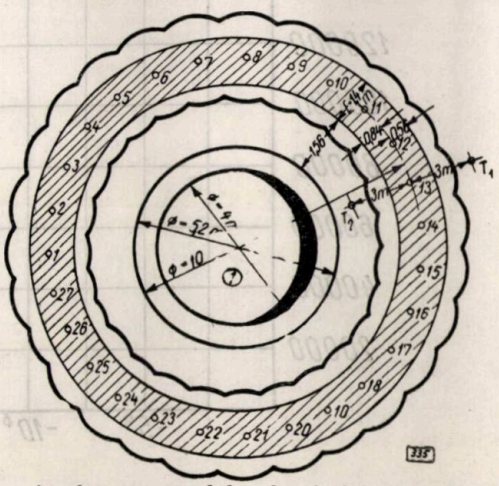
Devierea sondelor la cota 150 m.



Devierea sondelor la cota 100 m.



Devierea sondelor la cota 200 m.



Amplasarea sondelor la zi și reprezentarea teoretică a peretelui de gheață.

Fig. 3.

Sondele au fost tubate cu burlane de OL67/39 kg/mm² cu ϕ = 146/135 mm, închise la bază prin înfiletarea unui sabot de oțel forjat.

Fiecare sondă a fost probată cu apă la 45—50 at, înregistrîndu-se variații maxime de presiune egale cu ±1 at în 24 ore.

S-a realizat:

— viteza tehnică 865 m/lună;

— viteza comercială 702 m/lună;

Stația a fost echipată astfel:

— șase compresoare de NH_3 tip 4 AU—20 Tehnofrig Cluj, de capacitate 200 000 kcal/h la $t_{evaporare}$ = —10°C și $t_{condensare}$ = +23°C, cu 4 cilindri în V de ϕ = 200 mm, avînd un volum de aspirație de 460 m³/h;

— două grupuri de cîte cinci pompe centrifugale tip Cerna pentru vehicularea saramurii în sondele de înghețare și a apei de răcire la condensatoare;

— trei baterii de condensare, funcționînd cîte o baterie pentru două compresoare. S-au utilizat condensatoare atmosferice tubulare confecționate în panouri de 25 m² suprafață de răcire. Suprafața totală de răcire a condensatoarelor a fost de 900 m²;

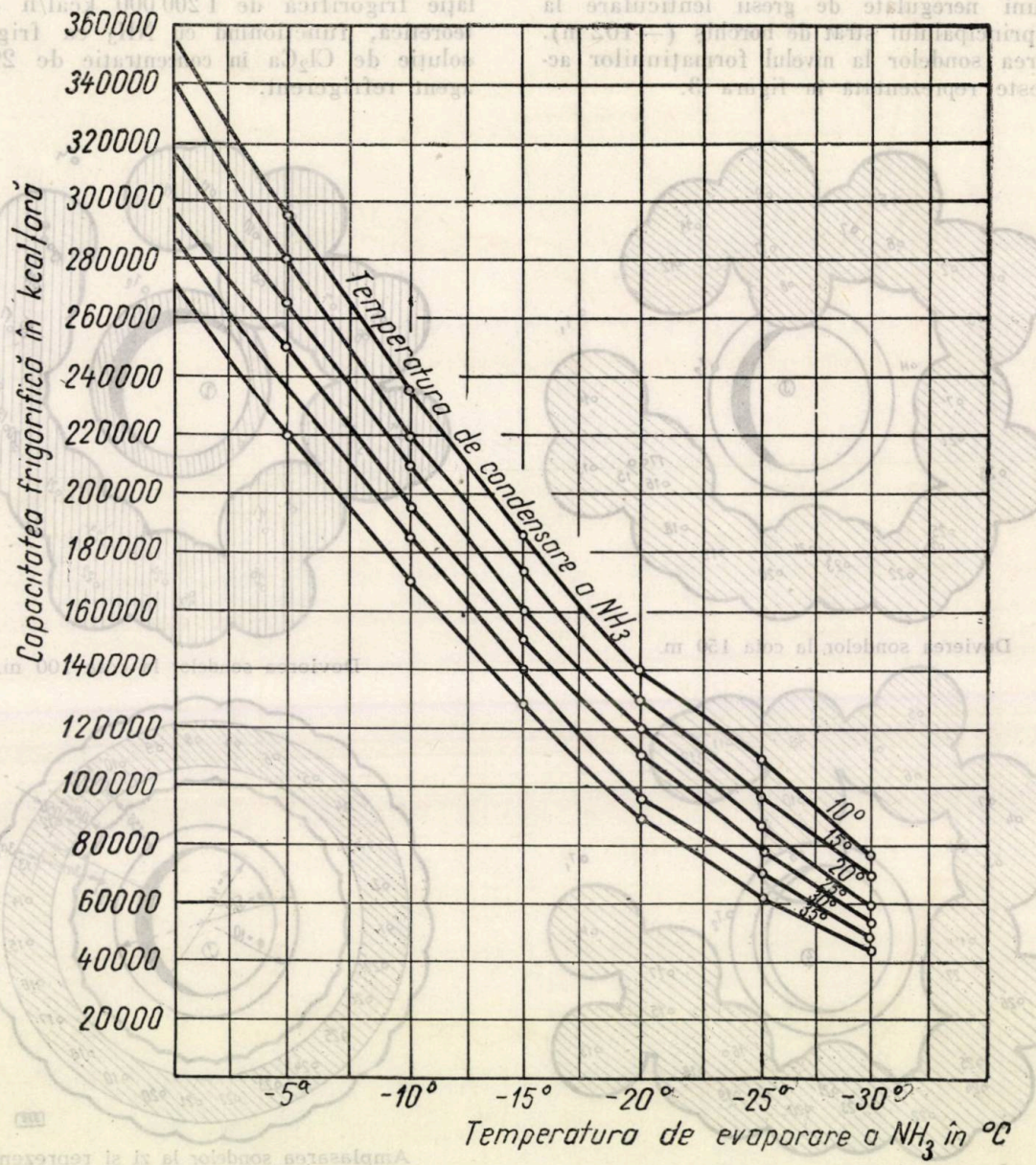


Fig. 4. Variația capacității frigorifice a compresorului 4 AU-20 în funcție de temperatura de condensare și evaporare a NH_3.

— șase bazine de saramură de 14 m³ capacitate, echipate cu cîte două agitatoare verticale fiecare;

— evaporatoarele au fost de tipul cu țevi fierbătoare orizontale, montate în bazine de saramură. Suprafața de evaporare de 600 m²;

— s-au mai utilizat trei bazine intermediare de NH_3 a 600 l capacitate și 12 separatoare orizontale de lichid a 400 l capacitate.

Distribuția și reglajul NH_3 în evaporatoare au fost realizate prin două sisteme paralele acționate manual și automat prin presiune de vapori.

Alimentarea și colectarea saramurii din sondele de înghețare s-au făcut prin intermediul a două grupuri formate din cîte trei inele de distribuție, închise, montate în canalul de acces de la capul puțului, deservind fiecare cîte nouă sonde de înghețare cuplate prin decalaj de trei.

Pentru sondele de înghețare s-au utilizat conducte de Φ = 57/3,5 mm la tur și Φ = 146/6 mm la retur, corespunzînd secțiunii de 0,00196 m² la tur și 0,01235 m² la retur.

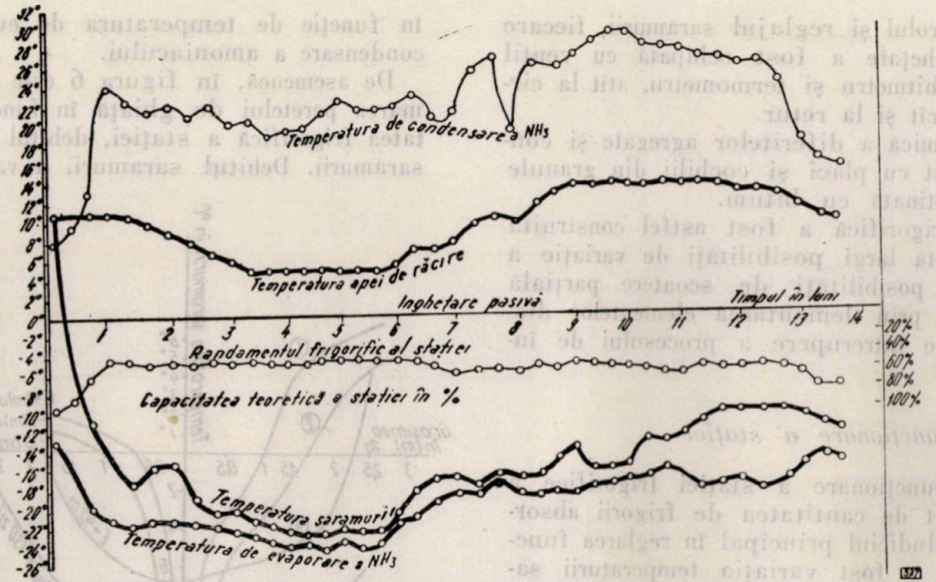


Fig. 5. Variația capacității frigorifice în funcție de temperatura de evaporare și condensare a NH_3.

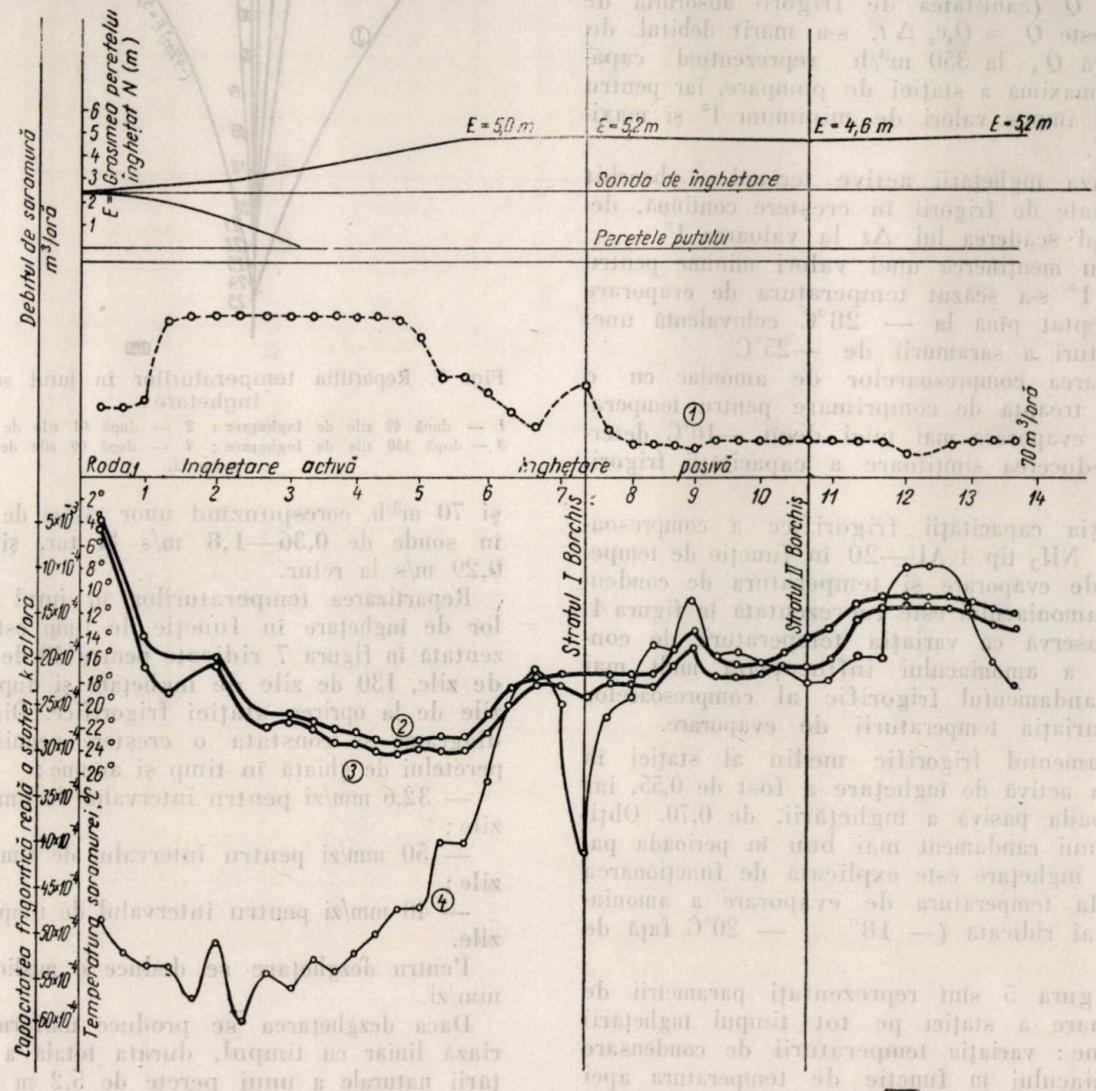


Fig. 6. Înghețarea peretelui protector în funcție de:
1 — debitul refrigerentului ; *2* — temperatura refrigerentului la retur ; *3* — temperatura refrigerentului la tur ; *4* — capacitatea frigorifică a stației.

Pentru controlul și reglajul saramurii, fiecare sondă de înghețare a fost echipată cu ventil de blocare, debitmetru și termometru, atît la circuitul de tur cît și la retur.

Izolarea termică a diferitelor agregate și conducte s-a făcut cu plăci și cochilii din granule de plută aglutinată cu bitum.

Instalația frigorifică a fost astfel construită încît să permită largi posibilități de variație a capacității și posibilități de scoatere parțială din funcțiune, prin demontarea elementelor disponibile fără o întrerupere a procesului de înghețare.

Regimul de funcționare a stației

Modul de funcționare a stației frigorifice a fost determinat de cantitatea de frigorii absorbită de teren. Indiciul principal în reglarea funcționării stației a fost variația temperaturii saramurii la intrarea și ieșirea din sonde. ($\triangle t$).

Dacă Q (cantitatea de frigorii absorbită de teren) este $Q = Q_s c_s \Delta t$, s-a mărit debitul de saramură Q_s la 350 m³/h reprezentînd capacitatea maximă a stației de pompare, iar pentru Δt s-au impus valori de minimum 1° și maximum 5°.

În faza înghețării active terenul a absorbit o cantitate de frigorii în creștere continuă, determinînd scăderea lui Δt la valoarea 1°.

Pentru menținerea unei valori minime pentru Δt = 1° s-a scăzut temperatura de evaporare NH_3 treptat pînă la — 28°C echivalentă unei temperaturi a saramurii de —25°C.

Utilizarea compresoarelor de amoniac cu o singură treaptă de comprimare pentru temperaturi de evaporare mai mici decît —10°C determină reducerea simțitoare a capacității frigorifice.

Variația capacității frigorifice a compresoarelor de NH_3 tip 4 AU—20 în funcție de temperatura de evaporare și temperatura de condensare a amoniacului este reprezentată în figura 4.

Se observă că variația temperaturii de condensare a amoniacului influențează mult mai puțin randamentul frigorific al compresoarelor decît variația temperaturii de evaporare.

Randamentul frigorific mediu al stației în perioada activă de înghețare a fost de 0,55, iar în perioada pasivă a înghețării, de 0,70. Obținerea unui randament mai bun în perioada pasivă de înghețare este explicată de funcționarea stației la temperatura de evaporare a amoniacului mai ridicată (— 18° ... — 20°C față de 25°C).

În figura 5 sînt reprezentați parametrii de funcționare a stației pe tot timpul înghețării și anume: variația temperaturii de condensare a amoniacului în funcție de temperatura apei de răcire, variația temperaturii de evaporare a amoniacului în funcție de temperatura cerută de saramură, randamentul frigorific al stației în funcție de temperatura de evaporare și de condensare a amoniacului.

De asemenea, în figura 6 este prezentată formarea peretelui de ghiață în funcție de capacitatea frigorifică a stației, debitul și temperatura saramurii. Debitul saramurii a variat între 350

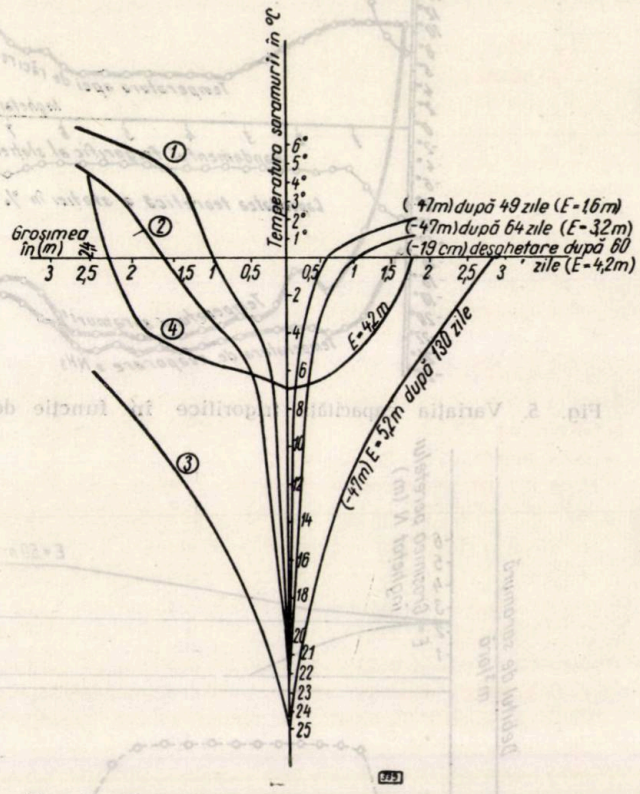


Fig. 7. Repartiția temperaturilor în jurul sondei de înghețare:

1 — după 49 zile de înghețare; *2* — după 64 zile de înghețare; *3* — după 130 zile de înghețare; *4* — după 60 zile de dezghețare naturală.

și 70 m³/h, corespunzînd unor viteze de curgere în sonde de 0,36—1,8 m/s la tur, și 0,06—0,29 m/s la retur.

Repartizarea temperaturilor în jurul coloanelor de înghețare în funcție de timp este reprezentată în figura 7 ridicate pentru 49 de zile, 60 de zile, 130 de zile de înghețare și după 60 de zile de la oprirea stației frigorifice. Din aceste diagrame se constată o creștere neuniformă a peretelui de ghiață în timp și anume:

— 32,6 mm/zi pentru intervalul de timp 0—49 zile;

— 50 mm/zi pentru intervalul de timp 0—64 zile;

— 40 mm/zi pentru intervalul de timp 0—130 zile.

Pentru dezghețare se deduce o medie de 1,6 mm/zi.

Dacă dezghețarea se produce uniform și variază liniar cu timpul, durata totală a dezghețării naturale a unui perete de 5,2 m se realizează în 312 zile.

Repartiția temperaturilor în teren la distanța de 1,8 m față de sondele de înghețare la orizon-

turile — 90 m, — 110 m, — 145 m și — 185 m în funcție de temperatura saramurii și capacitatea frigorifică a stației sînt reprezentate în figura 8.

Parametrii înghețării

1) adîncimea sondelor de înghețare 200 m;
2) numărul sondelor de înghețare 27;
3) numărul sondelor de control 3;
4) diametrul de plasare a sondelor 10 m;
5) distanța dintre sonde 1,17 m;
6) dimensiunile coloanei de înghețare ϕ = 146/6 mm;
7) suprafața de transmisie termică a sondelor 2 500 m²;
8) capacitatea teoretică a stației 1 200 000 kcal/h;
9) capacitatea reală a stației în regimul de funcționare determinat de temperatura refrigerentului la 25°C 660 000 kcal/h;
10) agent frigorigen folosit NH_3 4,2 t;
11) agent refrigerent folosit $Cl_2Ca + H_2O$ la — 29° Be 150 m³;
12) suprafața de evaporare a stației 600 m²;
13) suprafața de condensare a stației 900 m²;
14) puterea instalată a stației 790 kW;
15) durata înghețării active 130 zile (30%);
16) durata înghețării pasive 302 zile (70%);
17) timpul total de înghețare 432 zile (100%);
18) grosimea peretelui de ghiață E = 5,2 m;
19) volumul de roci înghețate 400 000 m³;
20) consumul specific de kcal 50 000 kcal pe m³ de rocă;
21) consumul de kcal pe perioade { activă 57%; pasivă 43%.
22) consumul de energie electrică 58 kW/100 000 kcal;
23) capacitatea medie orară a stației 340 kcal/h (în perioada activă, 660 000 kcal/h; în perioada pasivă, 210 000 kcal/h);
24) debitul orar de saramură vehiculată prin sonde în perioada { activă 350 m³/h; pasivă 70 m³/h;
25) viteza de circulație a saramurii în sonde:
— la tur 1,8 — 0,36 m/s;
— la retur 0,29 — 0,058 m/s.

Controlul înghețării rocilor

Formarea peretelui de ghiață a fost urmărită cu ajutorul a trei sonde de control, plasate una în axul puțului și două sonde la distanța de 3 m una de cealaltă care au delimitat în interior și exterior peretele de ghiață pe o direcție unde sondele de înghețare prezentau cele mai mari devieri.

Controlul riguros al formării peretelui de ghiață a fost impus de sistemul de lucru care prevedea săparea puțului pînă la nivelul primului strat de borchiș în paralel cu înghețarea rocilor.

Prin sonda plasată în axul puțului, prevăzută cu filtre la nivelul stratelor de borchiș, s-au făcut în prima fază observații asupra variației debitului în comparație cu o sondă vecină periferică puțului.

În celelalte două sonde au fost plasate la nivelul borchișului cîte patru traductoare electrice de temperatură, cu posibilități de citire continuă la zi (rezultatele înregistrate sînt prezentate în graficul din figura 8).

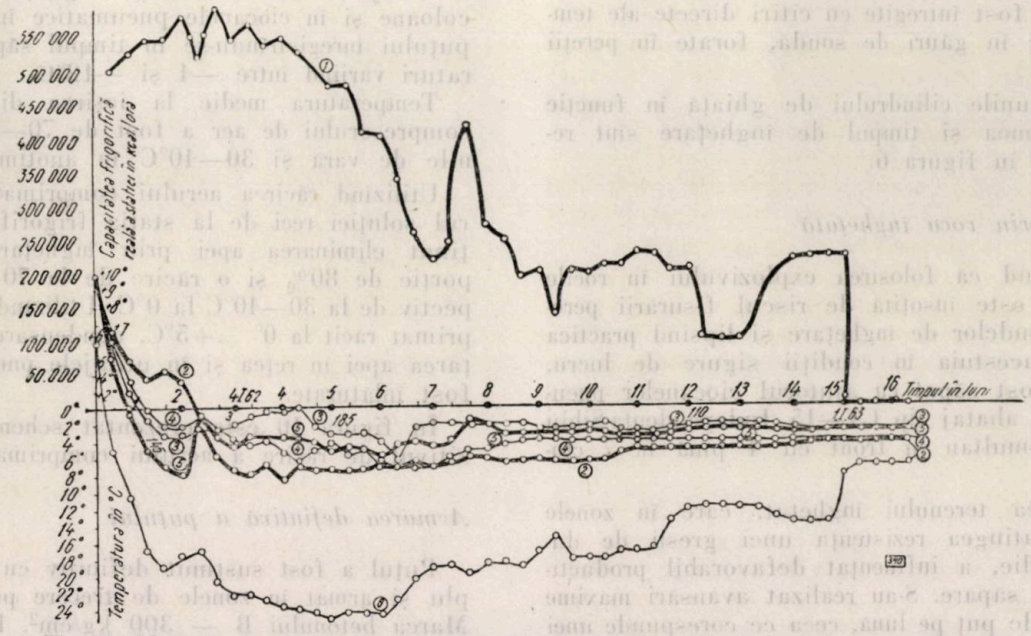


Fig. 8. Variația temperaturii masivului la 1,8 m distanță de sonda de înghețare la cotele 2 = —90 m; 3 = —110 m; 4 = —145 = — 145 m; 5 = — 185 m în funcție de capacitatea frigorifică a stației 1 și de temperatura refrigerentului.

Cilindul de ghiață s-a închis după 121 zile de înghețare activă, ceea ce a coincis cu scăderea bruscă a presiunii din sonda hidrogeologică.

Observațiile în sonda hidro s-au făcut la nivelul de avansare a frontului de lucru prin în-

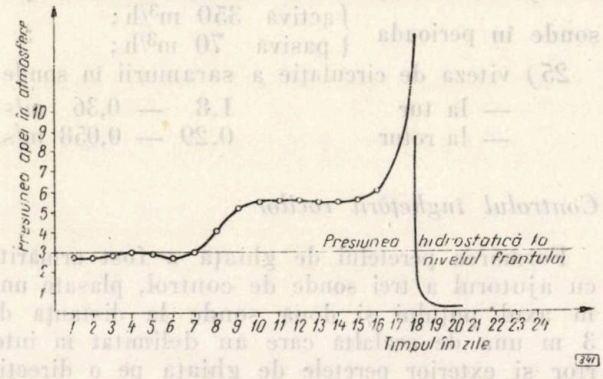


Fig. 9. Variația presiunii în sonda de control hidro în momentul închiderii cilindrului de gheață.

chiderea sondei și citirea presiunii apei la manometru.

De menționat, că în apropierea punctului de înghețare a peretelui de ghiață, calculat inițial la 45 zile, coloana sondei hidro a cedat la presiunea apei din interior la nivelul mufelor de legătură, permițînd înfiltrarea apei prin spatele coloanei în frontul de lucru. Folosindu-se un dop premergător frontului de lucru, prevăzut cu o conductă axială, s-a continuat săparea puțului în paralel cu observațiile de presiune a apei în sondă.

În figura 9 sînt redate ultimele citiri efectuate la manometre la cota — 30 m.

Observațiile asupra formării peretelui de ghiață au fost întregite cu citiri directe ale temperaturilor în găuri de sondă, forate în pereții puțului.

Dimensiunile cilindrului de ghiață în funcție de adîncimea și timpul de înghețare sînt reprezentate în figura 6.

Săparea prin roca înghețată

Cunoscînd că folosirea explozivului în rocile înghețate este însoțită de riscul fisurării pereților și sondelor de înghețare și lipsind practica folosirii acestuia în condiții sigure de lucru, puțul a fost săpat cu ajutorul ciocanelor pneumatice de abataj tip CA—15 Independența-Sibiu lucrînd simultan în front cu 4 pînă la 7 ciocane.

Duritatea terenului înghețat, care în zonele acvifere atingea rezistența unei gresii de duritate medie, a influențat defavorabil productivitatea la săpare. S-au realizat avansări maxime de 28 m de puț pe lună, ceea ce corespunde unei productivități fizice medii de 0,8 m³ pe post de șase ore.

Încărcarea materialului se făcea manual folosindu-se la transport două vase cu capacitatea de 0,5 m³.

Evacuarea rocii în front fiind uniform repartizată în timp, transportul se executa cu un singur cablu.

Susținerea provizorie a fost realizată cu inele metalice din OL U 16 mm, în cîmpuri de 0,6—0,8 m, bandajare cu lemn, în proporție de 50—100%.

Înaintea armării provizorii se făcea izolația termică cu stufit.

S-a experimentat excavarea cu ajutorul explozivului în zone de marnă, după traversarea formațiunilor de borchiș.

La un consum de 0,25 kg/m³ exploziv s-au produs fisurări și mișcări în roca înghețată, determinînd presiuni laterale și fisurarea conductelor de înghețare.

Acest fenomen a fost favorizat de lungimea mare a tronsonului de săpare.

Grosimea formațiunilor acvifere cît și lipsa unor strate de rezistență corespunzătoare au determinat lungimi mari de tronsoane. Astfel, stratul principal de borchiș în grosime de circa 20 m a fost traversat într-o singură etapă, cu un tronson în lungime de 39 m.

Lungimea de 39 m este just dimensionată, dacă ținem seamă de faptul că aderența betonului a fost redusă datorită folosirii pernelor de stufit izolator, astfel încît greutatea tronsonului de betonare se descarcă aproape integral pe pintenul de sprijin.

S-au folosit trei tipuri de pinteni cu dimensiuni de evazare pînă la 2,5 m și cu înălțime de 3,2 m, plasați la distanța medie de 19 m.

Utilizarea aerului comprimat la săpare a avut ca neajuns condensarea și înghețarea apei pe coloane și în ciocanele pneumatice în atmosfera puțului înregistrîndu-se în timpul săpării temperaturi variind între —4 și —12°C.

Temperatura medie la ieșirea din răcitorul compresorului de aer a fost de 70—80°C în lunile de vară și 30—40°C în anotimpurile reci.

Utilizînd răcirea aerului comprimat cu ajutorul soluției reci de la stația frigorifică, s-a obținut eliminarea apei prin înghețarea în proporție de 80% și o răcire de la 70—80°C respectiv de la 30—40°C la 0°C. Utilizînd aerul comprimat răcit la 0° ...+5°C, condensarea și înghețarea apei în rețea și în utilajele pneumatice au fost înlăturate.

În figura 10 este prezentat schematic dispozitivul de răcire a aerului comprimat.

Armarea definitivă a puțului

Puțul a fost susținut definitiv cu beton simplu și armat în zonele de trecere prin borchiș. Marca betonului B — 300 kg/cm². Rețeta betonului: ciment = 350 — 400 kg/m³; apă = 150 — 200 l/m³; raportul apă : ciment $\leqslant$ 0,5.

S-au utilizat agregate naturale cu granulația reprezentată în diagrama din figura 11.

Nu s-a utilizat nici un fel de adaosuri de accelerare a prizei sau de impermeabilizare.

S-a folosit ciment P 400 în teren neînghețat și P 500, și în special RIM 400, în zona înghețată.

cu cuie de pereți și cofraj de lemn din dulapi de 5 × 15 × 200 mm înspre interiorul puțului.

S-a utilizat principiul turnării într-o singură repriză a unor cantități mari de beton astfel încît s-a menținut pe timpul prizei raportul:

$$\frac{Q_b}{Q_p} > 1$$

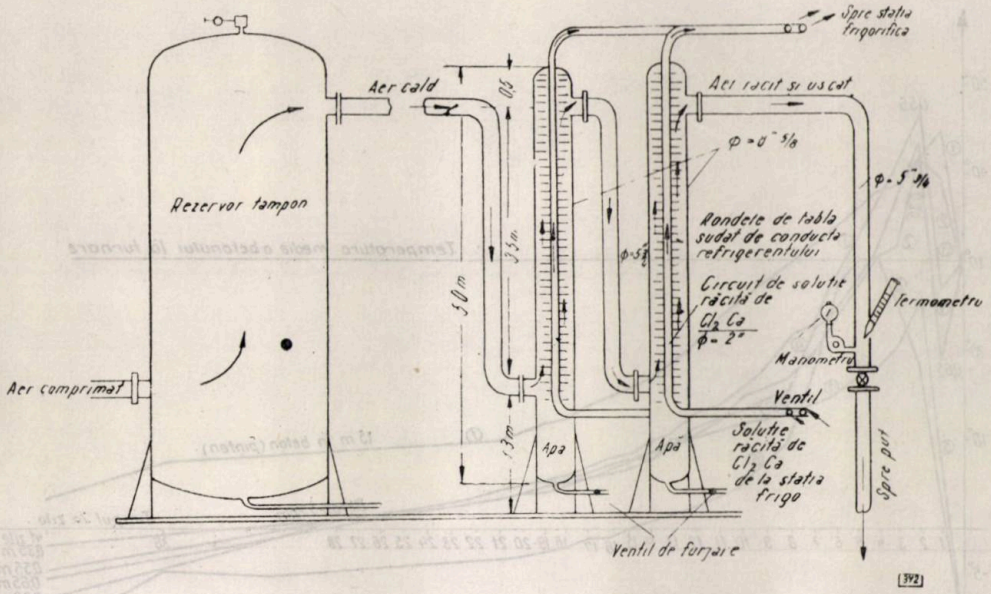


Fig. 10. Schema dispozitivului de eliminare a apei din aerul comprimat prin răcire cu soluție de Cl_2 Ca.

Betonarea a fost realizată la temperaturi în puț de —5° ... —12°C și la temperatura pereților de — 12° pînă la — 15°C.

Înghețarea betonului a fost evitată prin următoarele măsuri: încălzirea betonului, izolarea termică a betonului față de roca înghețată, utilizarea cimenturilor cu priză rapidă.

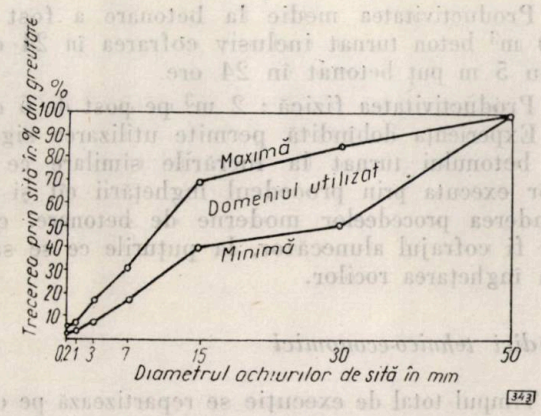


Fig. 11. Curbele caracteristice ale agregatelor betonului.

Temperaturile betonului după turnarea în cofraj au fost de 28° pînă la 32°C. Această temperatură a fost obținută prin încălzirea agregatelor la 18—25° și a apei la 50—70°.

Pentru izolarea termică a pereților s-au utilizat plăci de stufit de 150 × 200 × 5 cm, prinse

unde:

Q_b este cantitatea de căldură degajată de beton în timpul prizei;

Q_p — schimbul de căldură între beton și ghiață.

Practic s-a realizat temperatura betonului pozitivă pe tot timpul prizei.

În figurile 12 și 13 s-a reprezentat grafic re-

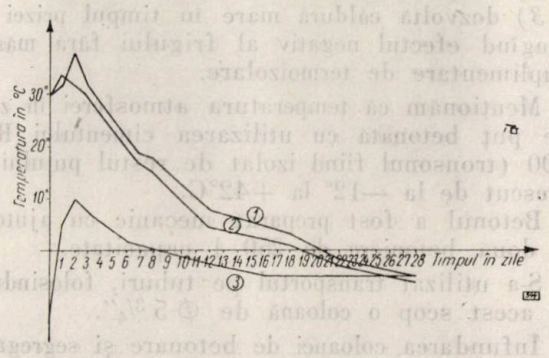


Fig. 12. Variația în timp a temperaturii betonului turnat:
1 — la 1,5 m în pintenul de sprijin; *2* — la 0,3 m în peretele de beton; *3* — variație temperaturii aerului în puț.

zultatul măsurătorilor de temperatură în beton, în peretele de ghiață și în atmosfera puțului, în cazul utilizării cimenturilor P 400 și P 500.

S-a constatat că cimentul P 400, folosit chiar în dozaj mărit, nu dezvoltă suficientă căldură

în perioada de întărire, astfel încît după circa 18 zile de la turnarea betonului își întrerupe întărirea la circa 70% din $R = 28$ zile.

S-a utilizat cu succes cimentul P 400 RIM, care prezintă următoarele avantaje:

1) timp redus de priză (începe după două ore și se termină după patru ore de la turnare);

ștuțuri lărgite la partea superioară și articulate mobil între ele, cît și cu ajutorul unui racord curb calculat astfel încît să producă și reamestecarea betonului (fig. 4).

Betonarea s-a efectuat ascendent în tronsoane scurte de 2 m. Betonul a fost vibrat cu vibratoare acționate electric.

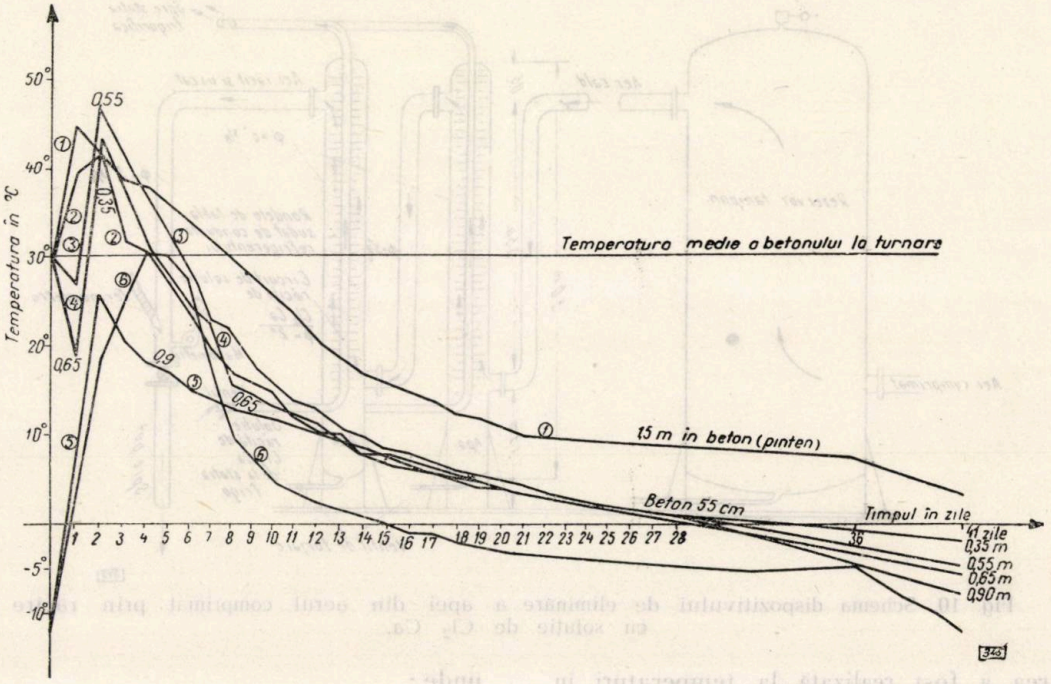


Fig. 13. Variația în timp a temperaturii betonului turnat:

1 — la 1,5 m în pintenul de sprijin; *2* — în peretele de beton la 0,35 m; *3* — în peretele de beton la 0,55 m; *4* — în roca înghețată la 0,05 m; *5* — în roca înghețată la 0,30 m; *6* — variația temperaturii atmosferei subterane.

2) timp redus de întărire;

3) dezvoltă căldură mare în timpul prizei învingînd efectul negativ al frigului fără măsuri suplimentare de termoizolare.

Menționăm că temperatura atmosferei în zona de puț betonată cu utilizarea cimentului RIM 400 (tronsonul fiind izolat de restul puțului) a crescut de la —12° la +42°C.

Betonul a fost preparat mecanic cu ajutorul a două betoniere de 250 l capacitate.

S-a utilizat transportul pe tuburi, folosindu-se în acest scop o coloană de $\phi\, 5\,^3/_4''$.

Înfundarea coloanei de betonare și segregarea betonului au fost înlăturate prin montarea unui dozator la suprafață și prin amortizarea vitezei betonului și reamestecarea acestuia datorită unei curgeri turbionare la ieșirea din coloană.

Eliminarea din agregate a sortului ce depășea 50 mm cît și realizarea unui beton fluid au contribuit la înlăturarea înfundărilor coloanei.

Amortizarea vitezei betonului la baza coloanei s-a realizat prin mărirea repetată a secțiunii coloanei, realizată practic cu ajutorul mai multor

Productivitatea medie la betonare a fost de 60 m³ beton turnat inclusiv cofrarea în 24 ore, sau 5 m puț betonat în 24 ore.

Productivitatea fizică: 2 m³ pe post de 6 ore.

Experiența dobîndită permite utilizarea sigură a betonului turnat la lucrările similare ce se vor executa prin procedeul înghețării cît și extinderea procedeelor moderne de betonare, cum ar fi cofrajul alunecător, la puțurile ce se sapă cu înghețarea rocilor.

Indici tehnico-economici

Timpul total de execuție se repartizează pe operațiile de bază astfel: construcții-montaj 12,5%; forajul sondelor 43,7%; săparea puțului 43,7%.

S-a aplicat suprapunerea planogramelor de execuție, astfel încît montajul utilajului frigorific a coincis în proporție de 70% cu operațiile de foraj.

De asemenea, înghețarea activă făcîndu-se în paralel cu săparea puțului, terminarea înghețării a coincis cu săparea a 67 m/puț.

S-au realizat următoarele viteze de avansare lunară :

— viteza maximă la săpare : 28 m ;

— viteza maximă la betonare : 125 m ;

— viteza medie de avansare : 16 m/puț săpat, betonat și amenajat definitiv.

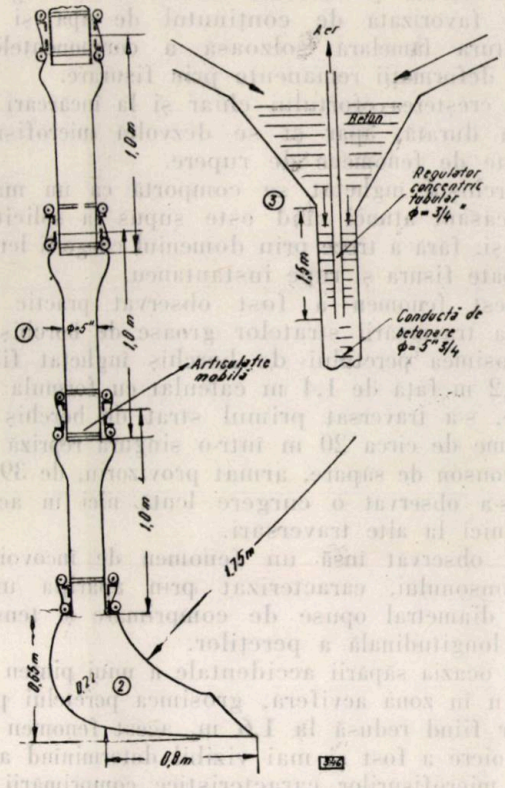


Fig. 14. Transportul betonului :

1 — partea finală a conductei de betonare formată din 4-B reductoare de viteză articulară mobil ; *2* — element de amortizare și amestecare a betonului ; *3* — dispozitiv de alimentare și dotare a betonului în conductă.

Defalcarea costurilor pe operațiile de bază : cheltuieli de organizare 5,4% ; forajul 27,0% ; înghețarea 34,5% ; cheltuieli de săpare propriu-zisă a puțului (săpare, betonare, amenajare) 33,1%.

Costul mare al înghețării provine din indicile ridicat de amortizare a utilajului frigorific, care a grevat pe o singură lucrare în faza de experimentare.

Experimentarea săpării puțurilor de mină prin metoda înghețării a avut următoarele obiective ce au fost rezolvate cu acest prilej : elaborarea tehnologiei de foraj a sondelor de înghețare ; obținerea datelor practice privind conducerea și controlul operațiilor de înghețare a solului ; determinarea procedeului de săpare și betonare în terenuri înghețate ; verificarea utilajului specific metodei, fabricat exclusiv în țară ; calificarea și specializarea cadrelor.

Observații speciale efectuate cu ocazia săpării prin înghețare a puțului nr. 3 Godeni

Umflarea rocilor prin înghețare

Efectuarea operațiilor de săpare a puțului nr. 3 Godeni în paralel cu înghețarea activă a rocilor, a produs deformarea armăturii definitive a puțului pe o lungime de 65 m de la suprafață mai pronunțată pe primii 47 m.

Prin mărirea volumului inițial, ca urmare a înghețării apei conținute, masivul înghețat s-a deplasat înspre suprafață, antrenînd tronsoanele de betonare și capul de puț cu întreaga sa suprastructură.

Antrenarea tronsoanelor de beton înspre suprafață a fost favorizată de suprafața mare a picioarelor de sprijin și a gulerului puțului, cît și de aderența accentuată dintre teren și beton, ca urmare a umflării prin îngheț a rocilor.

Solicitat la tensiune, betonul a cedat, forfecîndu-se pe tronsoane orizontale de circa 2 m lungime.

Eforturile radiale produse de componentele forțelor orizontale ale umflării rocilor, au fost preluate de armătura circulară de beton care a rezistat, fiind supradimensionată.

Observațiile efectuate asupra variației cotei O a puțului (fig. 15) au arătat că umflarea masivului a continuat pe tot timpul înghețării cu caracter mai pronunțat în faza activă a înghețării.

Volumul rocilor antrenate în mișcare prin înghețare a fost de circa 10 000 m^3, însumînd o greutate de aproximativ 22 000 t.

Cunoscînd că prin înghețare apa își mărește volumul cu 9% în cazul unui conținut mediu de apă în masiv de 8%, creșterea liniară pe metru este de 0,008, adică 0,48 m pentru 60 m de puț față de 0,292 m, creștere înregistrată prin măsurători topografice.

Pe baza rezultatelor practice creșterea prin înghețare a volumului masivului de rocă cu un

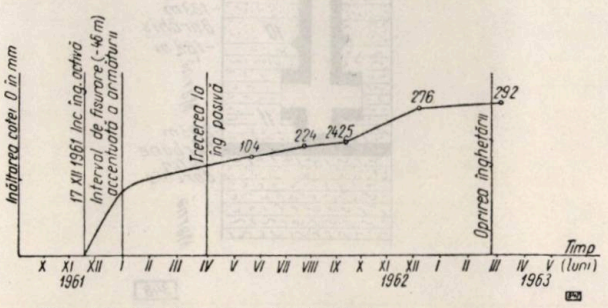


Fig. 15. Umflarea prin înghețare a masivului.

conținut de 8% apă, este de circa 0,005%, corespunzător unei creșteri de volum a apei constituționale de circa 6%.

1. *Comportarea în ansamblu a cilindrilor de borchiș înghețat la presiunea laterală în cazul utilizării tronsoanelor lungi de săpare.*

2. *Rolul sondelor de înghețare, ca elemente de rezistență a peretelui de ghiață.*

Din punctul de vedere al deformațiilor, borchișul înghețat se prezintă ca un corp elasto-plastic comportîndu-se în mod diferit sub acțiunea

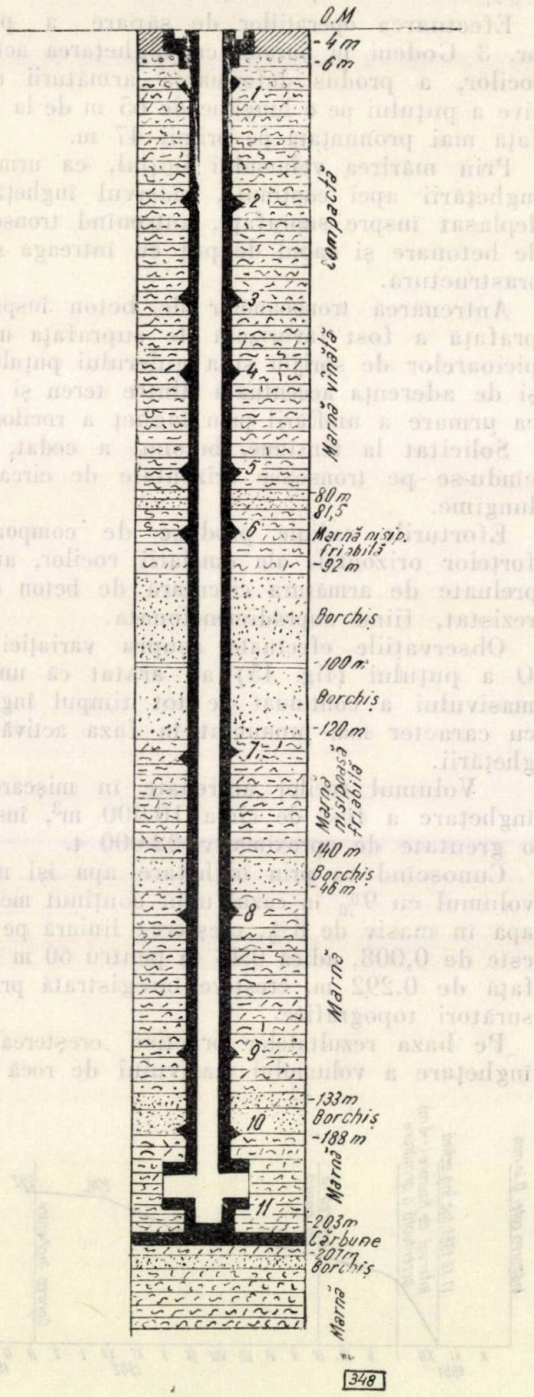


Fig. 16. Coloana stratigrafică a puțului nr. 3 Godeni.

sarcinilor exterioare, în funcție de caracterul, mărimea și timpul de acționare a acestora.

La diverse solicitări borchișul înghețat prezintă trei feluri de deformații:

1) deformații elastice (instantanee) pentru încărcări de scurtă durată și valori mici ale efortului (sub $0{,}4\ \sigma_r$);

2) deformații plastice, caracterizate de fenomenul de curgere lentă, ce apar la solicitări de lungă durată și eforturi relativ mici, curgerea fiind favorizată de conținutul de apă și de structura lamelară solzoasă a componentelor;

3) deformații remanente prin fisurare.

La creșterea efortului chiar și la încărcări de lungă durată, apar și se dezvoltă microfisuri, urmate de fenomene de rupere.

Borchișul înghețat se comportă ca un material casant atunci cînd este supus la solicitări mari și, fără a trece prin domeniul curgerii lente, se poate fisura și rupe instantaneu.

Acest fenomen a fost observat practic cu ocazia traversării stratelor groase de borchiș.

Grosimea peretului de borchiș înghețat fiind de 5,2 m față de 1,4 m calculat cu formula lui Lamé, s-a traversat primul strat de borchiș în grosime de circa 20 m într-o singură repriză cu un tronson de săpare, armat provizoriu, de 39 m. Nu s-a observat o curgere lentă nici în acest caz, nici la alte traversări.

S-a observat însă un fenomen de încovoiere a tronsonului, caracterizat prin apariția unor zone diametral opuse de comprimare și tensionare longitudinală a pereților.

Cu ocazia săpării accidentale a unui pinten de sprijin în zona acviferă, grosimea peretelui protector fiind redusă la 1,6 m, acest fenomen de încovoiere a fost și mai vizibil determinînd apariția microfisurilor caracteristice comprimării în două zone diametral opuse și fisurarea determinată de tensionarea borchișului pe o direcție perpendiculară.

Cu această ocazie s-a observat că sondele de înghețare în zona comprimată, au flambat datorită comprimării axiale, iar în zona tensionată s-au produs fisurări și ruperi de conducte.

Pe baza acestor observații s-au tras următoarele concluzii:

1) cilindrul de borchiș supus la presiuni laterale uniforme se poate deforma în plan orizontal luînd forma unei elipse;

2) longitudinal, cilindrul de ghiață este încovoiat pe direcțiile de turtire ale secțiunii circulare astfel încît înaintea ruperii apar două zone longitudinale de comprimare diametral opuse și două zone de tensionare pe direcție perpendiculară;

3) sondele de înghețare prin conlucrarea cu roca înghețată influențează favorabil rezistența cilindrului de protecție jucînd rolul armăturii metalice din beton.

Combaterea prafului la pușcare

Ing. M. Pătrașcu, ing. M. Coiculescu,
tehn. O. Macavei, tehn. Ileana Herța,
tehn. M. Heincz, tehn. Maria Heincz

În raportul său la Congresul al III-lea al Partidului Muncitoresc Romîn, tovarășul Gheorghe Gheorghiu-Dej, a arătat că producția anuală de cărbune în anul 1965 va ajunge la circa 11,5—12,5 milioane tone, iar cea de minereuri complexe și cuprifere la 4 milioane tone, prin extinderea vechilor mine și deschiderea de mine noi. O dată cu dezvoltarea industriei extractive crește și numărul lucrărilor miniere, săpate în roci sterile, periculoase din punctul de vedere al îmbolnăvirilor de silicoză, precum și ritmul de lucru în acestea. Concentrațiile de praf în atmosfera minelor ar deveni foarte periculoase pentru sănătatea minerilor dacă statul nostru democrat, nu s-ar îngriji necontenit de îmbunătățirea condițiilor de lucru, de prevenirea accidentelor și îmbolnăvirilor profesionale. Astfel, numai în perioada dintre Congresul al II-lea și al III-lea al Partidului Muncitoresc Romîn s-au cheltuit 2,2 milioane lei pentru măsuri de protecția muncii.

Pentru prevenirea și combaterea silicozei prin mijloace tehnice, în industria minieră, primul pas s-a făcut prin introducerea perforajului umed. Perforajul umed s-a generalizat la minele din bazinul Baia-Mare și a început să se extindă la toate minele din țară.

În perioada actuală, lupta împotriva silicozei continuă prin experimentarea celor mai eficace metode de combatere a prafului la celelalte operații generatoare de praf al căror rol a crescut în prăfuirea generală a minelor (pușcare, încărcare, rambleere etc.). Aplicarea acestora devine foarte simplă și ieftină în condițiile generalizării perforajului umed, sursa de apă creînd posibilitatea aplicării oricărui procedeu de combatere umedă a prafului.

Stadiul actual al problemei

După perforarea găurilor de mină, pușcarea reprezintă cea mai importantă sursă de praf. După evaluările menționate în literatură [1], în cazul minelor unde găurile se perforează uscat, praful care se formează la pușcare constituie 10% din prăfuirea generală a minei, iar în cazul cînd găurile se perforează umed aportul pușcării la prăfuirea generală crește la 40%. Dacă la concentrația mare de praf se mai adaogă și finețea mare a particolelor în suspensie (peste 95% cu dimensiuni sub 5 microni), trebuie admis că pușcarea este o operație cu un potențial silicogen important, asupra căruia este absolut necesar să se intervină în mod hotărît cu mijloace de combatere. La pușcare, pe lîngă cantități mari de praf, rezultă și gaze toxice (mai ales oxizi de azot și monoxid de carbon) care au rol favorizant în producerea silicozei.

Pentru combaterea prafului și gazelor după pușcare, prima măsură este aerisirea intensă și în special aerajul combinat care posedă o mare eficiență de reducere a prafului. După studiile lui Simecek [2] la aerajul aspirant se realizează o eficiență de 8—30%, la refulant de 24—33%, iar la cel combinat de 59—89%. Experimentările efectuate de noi [3] la mina Baia-Sprie au arătat că aerajul aspirant are o eficiență de desprăfuire, la frontul de lucru, de 30—38,7% față de aerajul prin difuzie, aerajul refulant de 44% față de aerajul aspirant, iar aerajul combinat de 55% față de aerajul aspirant.

Aerajul parțial este indispensabil oricărei lucrări miniere, însă pentru reducerea economică și în timp scurt a prafului și gazelor rezultate la pușcare el trebuie combinat cu celelalte metode de combatere.

Astfel, mijloacele de combatere a prafului la pușcare, cunoscute din literatura de specialitate se pot grupa în două categorii:

— procedee umede (perdea de ceață, buraj cu apă, sau cu paste gelatinoase care conțin 80—85% apă, pungi cu apă, aerosoli din soluții de săruri, precum și combinarea acestora);

— procedee uscate (filtrare uscată, aerosoli din praf inert cu sarcină electrică pozitivă).

Întrucît, în stadiul actual, mijloacele umede asigură o eficiență mai bună în combaterea prafului și gazelor și pot fi realizate în condiții mai puțin dificile, cercetările s-au orientat în special, spre aceste mijloace.

În ceea ce privește gazele care se formează la explodarea găurilor de mină este cunoscut [4], [5] că produsele gazoase ale descompunerii explozivului pot conține: vapori de apă, bioxid de carbon, azot, oxigen, oxizi de carbon, oxizi de azot (protoxid de azot NO, bioxid de azot NO_2, tetraoxid de azot N_2O_4, anhidrida azotică N_2O_5) și cantități mult mai mici de acid cianhidric și hidrogen sulfurat. Dintre acestea cele mai toxice și cele mai frecvent întîlnite în urma lucrărilor de pușcare sînt oxizii de azot și monoxidul de carbon. Oxizii de azot apar sub

formă de diverse combinații ale oxigenului cu azotul, cele mai stabile fiind bioxidul NO_2 și tetraoxidul N_2O_4. Aceștia sînt solubili în apă și în atmosfera umedă din subteran trec treptat în acid azotic și azotos, astfel că toxicitatea lor se reduce pînă la dispariție.

Transformările în prezența apei se fac după reacțiile :

$$N_2O_4 + H_2O = NO_3H + NO_2H$$
$$3NO_2 + H_2O = 2NO_3H + NO.$$

Protoxidul de azot NO în prezența aerului trece în NO_2 după reacția :

$2NO + O_2 = 2NO_2$ care în prezența apei trece în acid azotic cu toxicitate mai mică.

Solubilitatea oxidului de azot în apă este de un volum la 13 volume de apă și scade cu temperatura.

Cantitatea de monoxid de carbon, rezultat la pușcare, depinde de compoziția explozivilor, metoda de exploatare, intensitatea exploziei și mediul în care se produce explozia. Se dizolvă greu în apă. În condiții obișnuite de mină trei volume de CO se dizolvă în 100 volume apă.

Ceața și vaporii de apă rezultați în urma aplicării procedeelor umede de combatere a prafului neutralizează gazele de pușcare în special oxizii de azot.

În urmă cu cîțiva ani, singurul mijloc pentru combaterea prafului și gazelor la pușcare era perdeaua de ceață. Controalele prin măsurători de praf efectuate de mulți ani asupra pușcării cu perdea de ceață au arătat că la folosirea justă a acesteia, peste 80% din praful periculos din punctul de vedere al îmbolnăvirilor de silicoză este sedimentat. Praful este umezit într-o zonă de ceață din apă și apoi sedimentat într-o zonă cu picături mai mari. I. Simecek [6] arată că în R.S.C., la folosirea perdelei de ceață concentrațiile de praf au fost reduse, în medie la unele experimentări, de la 280 mg/m³ aer la 55 mg/m³ aer adică de peste 5 ori. În ceea ce privește eficiența de reducere a gazelor la pușcare Balanovski [7] o apreciază la 50—60% în baza rezultatelor obținute în lucrurile de înaintare din R.S.C. Procedeul pușcării cu perdea de ceață constă în crearea la frontul de lucru și pe o zonă de 15—20 m de la front a unei perdele de ceață ale cărei picături umezesc particulele de praf și favorizează aglomerarea și sedimentarea lor. Ceața se obține prin pulverizarea apei cu ajutorul aerului comprimat în particule fine capabile să rămînă în suspensie în atmosfera locului de muncă. Capacitatea de umectare și deci eficiența de precipitare a prafului depinde de mărimea particulelor de praf și de mărimea particulelor de apă. Datele din literatură, privind mărimea optimă a particulelor de ceață și eficiența de reducere a prăfuirii sînt destul de diferite, uneori chiar contradictorii.

Daviess [6] arată că la precipitarea prafului cu granulație de 0—25 microni, cu picături de apă de 0,5—1,5 mm eficiența este mai mare cu cît praful și picăturile de apă sînt mai mari, Kekin [6] dimpotrivă situează mărimea optimă a picăturilor de apă în intervalul 15—45 microni. Sacicov [8] a obținut efectul cel mai bun pentru dimensiuni ale picăturilor de apă cuprinse între 10 și 50 microni.

M. Landwehr [9] la combinarea perdelei de ceață cu aerajul aspirant a obținut o eficiență de 84,6—93,4%, iar în cazul aerajului refulant de 81,5%. În acest ultim caz zona de ceață trebuie urmată de o zonă cu picături mai mari, care să asigure sedimentarea aglomeratelor formate în prima zonă.

Din cauza consumului relativ mare de apă și implicit a înrăutățirii microclimatului, prin creșterea umidității la locul de muncă, activitatea de cercetare s-a orientat spre înlocuirea acestui procedeu prin altul, care cu o cantitate de apă mai mică să asigure aceeași eficiență.

La minele adînci se recomandă limitarea folosirii apei și utilizarea de procedee uscate. Plecînd de la faptul că pentru umezirea și aglomerarea prafului o mare importanță o are tensiunea superficială a agentului umectant, s-a încercat folosirea vaporilor de apă a căror tensiune superficială este de 58,85% dyne/cm față de 72,75 dyne/cm cît este la apă, la temperatura de 20°C. Mai mult particolele de praf, aflate în suspensie, acționează ca centri de condensare pentru vaporii de apă. Acestea astfel umectate prin aglomerare devin mai grele și se sedimentează.

În felul acesta s-a ajuns în străinătate la experimentarea burajului cu apă și a îmbibării frontului de lucru, înainte de pușcare, cu vapori de apă (o variantă a procedeului de injectare a apei în strat). Un efect bun de rupere, depinde pe lîngă alți factori și de burajul corespunzător al găurilor. Burajul trebuie confecționat dintr-un material adecvat și bine fixat în gaura de mină pentru ca să nu poată fi deplasat de presiunea gazelor de explozie, sau eventual aruncat afară din gaura de mină [10]. El trebuie să închidă cît mai etanș explozivul din gaură pentru ca energia gazelor de explozie să fie folosită, în cea mai mare parte, la dislocarea rocii. Aceste condiții se realizează prin burarea găurilor cu fiole sau cartușe umplute cu apă.

Burajul cu apă, etanșează bine gaura de mină, este incompresibil și la detonație, apa datorită temperaturii (3 000°C) și presiunii (10 000 at) înalte se transformă într-o ceață de vapori [11]. Aceasta pătrunde în fisurile rocii și umectează praful format în timpul exploziei. Ca urmare a efectului său extinctor, oferă siguranță mai mare împotriva aprinderii grizuului și prafului de cărbune (la minele grizutoase) și absorbția mai bună a gazelor de explozie în special a oxizilor de azot.

Așa cum reiese din literatura de specialitate burajul cu apă prezintă următoarele avantaje:

— micșorarea considerabilă a concentrațiilor de praf rezultate la pușcare;

— absorție parțială a gazelor de pușcare;

— consum de apă mult mai redus decît la perdeaua de ceață;

— scurtarea pauzei după pușcare;

— un efect de rupere mai bun la pușcare;

— mărirea securității pușcării la minele grizutoase și cu praf exploziv de cărbune;

— scurtarea timpului de burare (dacă fiolele se duc la front gata umplute cu apă);

— posibilitatea de folosire și la locurile lipsite de sursă de apă;

— posibilitatea de depozitare pe timp îndelungat;

— posibilitatea de utilizare și în suitori.

Literatura de specialitate, din ultimii ani, oferă un material bogat, atît în legătură cu modul de realizare, precum și cu rezultatele încercărilor efectuate.

Dintre materialele utilizate la confecționarea fiolelor pentru apă se enumeră: cauciucul, sticla, policlorura de vinil, polietilenul, xilonul etc. Dimensiunile fiolelor sînt diferite, iar închiderea lor se poate face prin sudare, legare, înnodare sau cu dopuri din cauciuc. S-au imaginat chiar dispozitive pentru umplerea lor cu apă. Fiolele pot fi introduse în mină umplute cu apă, sau se umplu în mină de la o sursă de apă. Fiola de apă gata pregătită pentru buraj, trebuie să reziste la trecerea peste neregularitățile din gaură și să fie suficient de elastică, pentru ca printr-o apăsare ușoară să vină în contact cu pereții găurii.

Referitor la eficiența de reducere a prafului există date suficiente în literatura de specialitate.

Cu o fiolă din polietilen pentru fiecare gaură într-o galerie în șisturi din Germania praful s-a redus cu 41,5%, cu două fiole pentru o gaură eficiența a crescut la 72,3%.

Într-un abataj la o mină metaliferă, cu o fiolă pentru fiecare gaură, prăfuirea s-a redus cu 29% la 2 m de front și cu 58% la 40 m de front. În aceeași mină într-o galerie de rectificare, la utilizarea a două fiole de apă, pentru fiecare gaură, eficiența a crescut la 86%.

M. Landwehr [12] arată că la folosirea unui cartuș de buraj cu 210 cm^3 apă, la lungimea găurilor de mină de 2—2,2 m se poate obține o reducere medie de praf de 40—45%. Eficiența crește la 70—85%, dacă în aceleași condiții găurile de mină se burează cu cîte două cartușe de aceeași lungime.

Într-o galerie din Kuzbass [11], cu cilindri de sticlă umpluți cu apă, s-a obținut o eficiență de 74,3%.

La mina Hausham [13] în cărbune eficiența de reducere a prăfuirii a fost de 17—55%.

Se consideră că efectul de rupere este mai bun, ca urmare a utilizării complete a găurilor și a sfărămării rocii la o granulație mică și omogenă cu un consum de exploziv redus. Economia de exploziv, în cadrul experimentărilor din R. S. C. [10] a fost de 10%, iar în R. F. G. [13] de 8—13%. P. A. Müller [14] arată că la o reducere de 25—30% a cantității de exploziv, într-un abataj, nu s-a putut constata nici-o micșorare a efectului exploziei.

În acest sens M. Landwehr [12] arată că cheltuielile suplimentare pentru burajul cu apă pot fi compensate prin economie de exploziv.

A. W. Wild [15] dimpotrivă arată că burarea găurilor cu argilă este cea mai costisitoare, urmează apoi în ordine burarea găurilor cu apă cu fiole umplute de fabrică, cu fiole umplute în mină, burarea cu pastă gelatinoasă Trabant.

În legătură cu consumul de apă la burajul cu apă al găurilor, M. Landwehr [12] arată că pentru aceeași eficiență, acesta este mai mic de 30—35 ori decît la perdeaua de ceață.

Efecte similare cu cele de la burajul cu apă, în ceea ce privește reducerea prafului și gazelor rezultate la pușcare, se obțin prin pulverizarea în frontul de lucru a apei din pungi din material plastic.

Aceste pungi cu apă se suspendă de armături la circa 1,5—2 m de front și se explodează cu circa 50 milisecunde înainte de explodarea găurilor. Apa transformată în ceață de vapori sedimentează praful, reduce concentrația de gaze și micșorează temperatura de explozie mărind siguranța pușcării cu explozivi ordinari în atmosferă grizutoasă. Acest procedeu a fost experimentat în străinătate mai mult din punctul de vedere al siguranței pușcării în mediu grizutos. Datele în legătură cu eficiența de reducere a prafului și gazelor sînt puține.

I. Simecek [6] F. Otasek [10] arată că pungile cu apă, experimentate pentru prevenirea exploziilor de metan la pușcarea în minele grizutoase ar putea fi folosite cu mult succes și la combaterea prafului și gazelor rezultate la pușcare.

Prin combinarea burajului cu apă cu pungile cu apă după Bartos [11] prăfuirea se poate reduce cu 52,3%.

Procedeele umede descrise mai sus (perdeaua de ceață, burajul cu apă, pungile cu apă) sînt eficace și simple de realizat. Pentru mărirea eficienței de reducere a prafului și gazelor ele se pot combina unele cu altele. De asemenea se poate mări capacitatea de umectare a apei prin adaos de diferite săruri sau substanțe umectante.

2. *Cîteva rezultate ale experimentărilor din R.P.R.*

I C E M I N Filiala Petroșani a experimentat aceste procedee la diferite mine din țară. Experimentările procedeelor expuse s-au făcut fie

izolat, fie comparativ în aceleași lucrări miniere. În timpul experimentărilor s-a încercat să se mențină, pe cît posibil, toți parametrii constanți (lungimea și numărul găurilor, consumul de exploziv, aerajul, cantitatea de apă etc.). Eficiența fiecărui procedeu a variat de la un loc de muncă la altul în funcție de caracteristicile minei și locului respectiv (compoziția și duritatea rocii, umiditatea rocii și a aerului, secțiunea și lungimea lucrării, felul aerajului, debitul de aer, starea coloanelor de aeraj, prăfuirea aerului proaspăt etc.).

Probele de praf și gaze s-au recoltat la diferite distanțe de la frontul de lucru și în trei intervale de timp începînd de la 15 minute după pușcare. În toate cazurile s-a observat o descreștere a concentrației de praf și gaze în funcție de timp și distanța de la front.

În cele ce urmează, pentru simplificare se vor prezenta numai rezultatele medii obținute în fronturile de lucru la 15 minute de la pușcare.

În tabela 1 se redau rezultatele medii de praf de praf și gaze de la experimentările perdelei de ceață creată cu pulverizatorul cu duze multiple tip SCSM [16] la E. M. Petrila și E. M. Vulcan.

Din tabelă reiese că prin adăugarea de umectanți sau săruri în apa folosită la crearea ceții se obține o îmbunătățire a eficienței de reducere a prafului față de folosirea apei simple, dar se micșorează capacitatea de dizolvare a gazelor la pușcare.

Primele experimentări ale burajului cu apă, efectuate în cadrul ICEMIN Filiala Petroșani au urmărit mărirea siguranței pușcării, în scopul utilizării explozivilor ordinari în locul celor antigrizutoși și pentru îmbunătățirea efectului de rupere în minele grizutoase.

Mai tîrziu, în 1960, I. M. Săsar în colaborare cu direcția generală de resort organizează experimentarea burajului cu apă la mina Săsar pentru combaterea prafului silicogen. La aceste experimentări au mai participat Institutul de igienă din Cluj și București, ICEMIN Filiala Petroșani și Sectorul de cercetări din Baia-Mare. Burarea găurilor s-a făcut cu cîte 2 fiole din polietilen sau polivinil, pentru fiecare gaură de mină.

Experimentările s-au efectuat în galerii aerisite prin difuzie, la mina Săsar unde s-au pușcat 16 găuri cu lungime medie de 1 m, încărcate cu 7,5 kg dinamita II. Probele de praf și gaze s-au recoltat la 5 m de frontul de lucru. în intervalul 15—22 min după pușcare. Rezultatele medii obținute [17] se pot urmări în tabela 2.

În timpul experimentărilor eficiența de reducere a oxizilor de azot, la 5 m de front în intervalul 15—22 min după pușcare, a variat între 0 și 50%, iar a monoxidului de carbon între 0 și 10,6%.

În anul 1961 ICEMIN Petroșani a efectuat la E. M. Uricani [16] experimentarea burajului cu apă, a pungilor cu apă, precum și a burajului cu apă combinat cu pungile cu apă, din punctul de vedere al eficienței de reducere a prafului, gazelor și al siguranței de pușcare, cu explozivi ordinari în mediu grizutos.

Tabela 1

Locul experimentării	Operația	Praf		Gaze	
		Concentrații part/cm³ aer	Eficiența %	Concentr. de oxizi de azot recalculat la N_2O_5, % volum	Eficiența %
Galeria directională (E.M. Petrila) S = 6 m² L = 40 m Aeraj aspirant	pușcare normală	11 145	Term. de comp.	0,00018	Term. de comp.
	pușcare cu perdea de ceață	5 193	53	0,00007	61
Galeria direcțională (E.M. Vulcan) S = 6,3 m² L = 40 m Aeraj aspirant	pușcare normală	4 885	Term. de comp.	0,0001513	Term. de comp.
	pușcare cu perdea de ceață	1 123	77	0,0000403	74
	pușcare cu perdea de ceață din apă + 0,5% săpun pastă tip III.	785	83,9	0,0001177	22,2
	pușcare cu perdea de ceață din apă + 5% NaCl	880	81,9	0,000135	10,7

Tabela 2

Locul experimentării	Operația	Concentrația medie de praf, part/cm³ aer	Eficiența, %
Galeria direcțională pe filonul 12 Tigher orizontul 359 L = 70—75 m	pușcare normală	3 653	Term. de comp.
	pușcare cu buraj din apă	1 835	49,7
Galeria transversală spre filonul 26 Tigher orizontul 237	pușcare normală	2 180	Term. de comp.
L = 35 m	pușcare cu buraj din apă	1 140	47,4

Experimentările s-au efectuat într-o galerie de coastă cu lungimea de 30 m și secțiunea de 5 m² aerisită prin difuzie. În medie, la fiecare pușcare s-au explodat cîte 7 găuri cu lungimea de 1,5 m fiecare, încărcate cu 5,9 kg dinamita II.

Burarea găurilor cu apă s-a făcut cu fiole din polietilen umplute cu apă, avînd lungimea de 15 cm și diametrul de 3,5 cm, cîte 2 pe fiecare gaură. După acestea s-a mai introdus cîte un dop din argilă de circa 10 cm lungime.

La experimentarea pungilor cu apă, suspendate la frontul de lucru, eficiența de reducere a prafului și gazelor în front, (în intervalul 15—30 min după pușcare) crește o dată cu cantitatea de apă așa cum se poate constata și din tabela 3 de mai jos.

Tabela 3

Cantitatea de apă, l	Praf		Gaze	
	concentrație medie numărul part/cm³ aer	eficiență %	concentrație medie de oxizi de azot recalc. la N_2O_5, % volum	eficiență %
50	1 286	98,1	0,0002948	45,9
40	5 266	92,5	0,0003895	28,5
30	6 665	90,5	0,0005757	—
20	7 485	89,3	0,0004299	21,1

La combinarea burajului cu apă cu pungile cu apă supendate s-au folosit în total 50 litri apă în două pungi de nylon.

Rezultatele medii obținute în front în intervalul 15—30 min., după pușcare se pot urmări în tabela 4.

În timpul experimentărilor, pușcările cu buraj cu apă sau pungi cu apă suspendate s-au efectuat într-o atmosferă grizutoasă cu 8—10% CH_4, creată artificial. Din cauza efectului extinctor al procedeelor umede folosite (burajul cu apă, pungi cu apă și combinarea acestora) în timpul pușcării, nu s-a aprins atmosfera grizutoasă, deși s-au folosit explozivi ordinari.

În anul 1962 s-au continuat experimentările perdelei de ceață, burajului cu apă și perdelei de ceață combinate cu burajul cu apă, la E. M. Barza, în galerii săpate în roci eruptive aerisite prin difuzie [18]. Burarea găurilor cu apă s-a făcut cu cîte o fiolă de apă pentru fiecare gaură de mină, s-au folosit fiole din furtun de polietilen, cu lungimea de 15 cm și diametrul de 3,5 cm. Umplerea fiolelor s-a făcut în mină, iar închiderea prin sudare la flacăra lămpii de carbid.

Perdeaua de ceață s-a creat cu ajutorul pulverizatorului tip SCSM așezat la 20 m de front și pus în funcțiune începînd de la 5 min înainte de pușcare și lăsat să funcționeze pînă la 10 min după pușcare.

Concentrațiile medii de praf în frontul de lucru în intervalul 15—20 minute după pușcare se pot urmări în tabela 5.

Experimentarea burajului cu apă în anul 1962 la E. M. Brezoi sectorul Cataracte a confirmat eficiența relativ ridicată a acestuia [19].

În timpul experimentării, într-o galerie de coastă, aerisită prin difuzie și săpată în pegmatite, cu secțiunea de 3,87 m² și lungimea de 42 m s-au menținut cu strictețe constanți toți parametrii: amplasarea, numărul (14 găuri), lungimea găurilor (1 m) și același fel și consum de exploziv (7,5 kg dinamita II).

Burarea găurilor cu apă s-a făcut tot cu fiole din polietilen cu lungimea de 35 cm și diametrul de 35 mm. Confecționarea fiolelor din furtun

Tabela 4

Procedeul	Cantitatea de apă, l	Praf		Gaze	
		concentrație medie, part/cm³ aer	eficiență %	concentrație medie, de oxizi de azot recalc. la N_2O_5, %	eficiență %
Pușcare normală cu buraj din argilă	—	70 494	term. de comp.	0,000545	term. de comp.
Pușcare cu buraj cu apă	2,1	4 120	94,1	0,000385	29,3
Pușcare cu buraj cu apă combinat cu pungi cu apă suspendate	2,1 50	2 292	96,7	0,0002938	46

Tabela 5

Locul experimentării	Procedeul	Concentrație medie de praf. part/cm³ aer	Eficiența %
Galeria direcțională pe filonul 6 orizontul 1 Mai S = 3,87 m² L = 30 m A = 7 kg astralită N = 13 găuri I = 1 m	pușcare cu buraj din argilă	65 812	Term. de comp.
	pușcare cu perdea de ceață	20 262	69,2
	pușcare cu buraj cu apă	11 193	82,9
Galaleria direcțională pe filonul 7 orizontul 1 Mai Etapa I S = 5,44 m² L = 40 m A = 7 kg. dinamita II N = 14 găuri I = 1 m.	pușcare normală cu buraj din argilă	34 850	Term. de comp.
	pușcare cu perdea de ceață	6 760	80,6
Galaleria direcțională pe filonul 7 orizontul 1 Mai Etapa II S = 5,44 m² L = 20 m A = 6 kg dinamita II N = 12 găuri I = 1 m	pușcare cu buraj din argilă	33 180	Term. de comp.
	pușcare cu buraj cu apă	10 790	80,1
	pușcare cu perdea de ceață combinată cu buraj cu apă	8.980	82,9

din polietilen și umplerea lor cu apă s-a făcut la suprafață. Durata confecționării și umplerii unei fiole a variat între 1 și 2 minute.

Recoltarea probelor de praf s-a făcut în frontul de lucru, din 3 în 3 minute în intervalul 15—30 minute după pușcare.

Variația concentrațiilor de praf în timp se poate urmări în tabela 6.

Tabela 6

Nr. crt.	Timpul	Concentrația de praf part/cm³ aer, buraj cu argilă	Concentrația de praf part/cm³ aer, buraj cu apă	Eficiența, %
1	La 15 min. după pușcare	34 680	3 340	90,36
2	La 18 min. după pușcare	30 260	3 140	89,62
3	La 21 min. după pușcare	24 260	2 740	88,70
4	La 24 min. după pușcare	15 700	2 180	86,11
5	La 27 min. după pușcare	12 480	1 900	84,77
6	La 30 min. după pușcare	8 920	840	90,58
Media 1—6	La 15—30 min după pușcare	21.050	2.356	88,80

După 15 min de la pușcare, la toate experimentările efectuate dimensiunile particulelelor de praf aflate în suspensie în atmosfera locului de muncă, respective, nu au depășit 5 microni. Mai mult, procentul particulelor submicronice a fost peste 70%.

Concluzii

În baza rezultatelor citate în literatura de specialitate și a celor obținute prin experimentările noastre se constată că mijloacele de combatere a prafului la pușcare, nu au reușit să reducă concentrațiile de praf pînă la limitele maxime admise (chiar la 15 min după explodarea găurilor). Totuși, avînd în vedere reducerea considerabilă a concentrațiilor de praf, ele contribuie incontestabil la reducerea prăfuirii generale din mină și deci a pericolului îmbolnăvirilor prin silicoză. Totodată, la unele mine unde se lucrează numai pe un schimb prin combinarea mijloacelor de combatere a prafului cu aerajul se creează posibilitatea trecerii la lucrul pe trei schimburi.

De asemenea, așa cum reiese de altfel și din literatura de specialitate [20], în cazul minelor în care sînt întîlnite roci cu conținut de elemente radioactive, procedeele umede de combatere a prafului la pușcare oferă în plus avantajul micșorării pericolului de iradiație ca urmare a reducerii concentrațiilor de praf radioactiv și gaze de zăcămînt vătămătoare (radonul).

Bibliografie

[1] Landwehr, M. *Posibilități de combatere a prafului la perforarea cu absorbție uscată în minele de minereuri.* Bergbautechnik nr. 10, 1958.

[2] Simecek I., *Combaterea prafului la pușcare.* Bergbautechnik nr. 12, dec. 1961.

[] * * * Studiul SCSM 1959. *Studii și cercetări asupra metodelor de combatere a prafului cu pericol de silicoză la mina Baia-Sprie.*

[4] Assanov, A. A. și Rossi, B. D. *Gazele toxice la lucrul cu explozivi în lucrările miniere subterane.* Ugletehizdat, Moscova, 1952.

[5] Scocinski, A. A. și Komarov, V. B. *Aerajul minier* (traducere în limba rusă). Ed. tehnică, 1951.

[6] Simecek, J. *Citeva probleme în legătură cu combaterea prafului în lucrările miniere.* Uhli, nr. 8 aug. 1958.
[7] Balanovschi, *Combaterea prafului, factor de mărire a vitezei de înaintare a lucrărilor de pregătire.* Şahtnoe Stroitelstvo nr. 3, 1958.
[8] Sacicov, A. F. *Formarea, depunerea şi aderenţa prafului la operaţiile de împuşcare.* Gornîi jurnal nr. 6, 1959.
[9] Landwehr, M. *Măsuri pentru combaterea silicozei pe baza noilor cunoştinţe.* Schlägel und Eisen nr. 5, 1958.
[10] Otasek, F. *Burajul cu apă a găurilor de mină — mijloace eficace pentru combaterea prafului.* Uhli nr. 2, 1960.
[11] *** *Micşorarea concentraţiei de praf în aer la puşcarea cu buraj cu apă.* Bergbautechnik, nr. 5, 1961.
[12] Landwehr, M. *Măsuri eficace de combatere a prafului.* Schlägel und Eisen 4/IV şi 5/V 1962.
[13] Meder, M. *Cercetări cu buraj cu apă la puşcarea în cărbune la mina Hausham.* Glückauf nr. 3, 1.II.1961.
[14] Müller, F. A. *Noi metode în tehnica burării găurilor de mină la operaţiile de împuşcare în abataje şi galerii.* Bergbautechnik 11 nr. 10 oct. 1961.
[15] Wild, H. W., *Consideraţii în legătură cu îmbunătăţirea puşcării în minele de cărbuni.* Glückauf nr. 26, 1961.
[16] *** *Combaterea prafului la încărcare şi puşcare şi introducerea de mijloace tehnice de combatere a prafului la perforare (aparatul Nemcsek şi perforaj umed lateral) la lucrările în steril la minele din Valea Jiului.* Studiu SCSM, 1961, (lucrare nepublicată).
[17] *** *Referat asupra rezultatelor experimentării burajului cu apă la I. M. Petre Gh. Săsar. SCSM* (lucrare nepublicată).
[18] *** *Stabilirea gradului de prăfuire şi experimentarea celor mai eficace metode de combatere a prafului silicogen la E. M. Baiza.* S.C.S.M., 1962 (lucrare nepublicată).
[19] *** *Stabilirea gradului de prăfuire şi a celor mai eficace metode de combatere a prafului silicogen la E. M. Brezoi,* S.C.S.M. 1961 (lucrare nepublicată).
[20] Pradel, J. *Probleme de securitate specifice minelor de uraniu.* Anneles Des Mines, nr. 6, iun. 1961.

NOTE

Utilizarea raţională a ventilatoarelor de aeraj parţial — sursă de economii

Ing. V. Iuşan

Analiza consumurilor de energie la exploatările miniere arată că, din totalul energiei cheltuite, un procent considerabil se consumă pentru realizarea aerajului. Uneori, în special la minele grizutoase, acest procent atinge chiar 30%. Lucrul nu trebuie să surprindă, pentru că dintre utilajele folosite la mină, ventilatoarele sînt singurele care au o funcţionare absolut permanentă şi continuă.

Din totalul energiei calculate pentru aeraj, o parte însemnată se consumă pentru aerajul parţial al locurilor de muncă în fund de sac. De exemplu, în semestrul II 1962 au funcţionat în minele din Valea Jiului 845 bucăţi ventilatoare de aeraj parţial de diferite tipuri, pentru a aerisi 387 lucrări miniere în fund de sac (înaintări, abataje-cameră etc.).

Reiese deci clară importanţa ce trebuie acordată efectuării aerajului parţial în condiţii economice.

Analiza sumară a numărului de ventilatoare în funcţiune şi a numărului şi lungimii medii a lucrărilor aerisite în fund de sac, duce la concluzia că ventilatoarele nu sînt folosite la întreaga lor capacitate.

Cu alte cuvinte, nu întotdeauna ventilatoarele de aeraj parţial sînt folosite raţional. Astfel, nu sînt rare cazurile cînd pe coloane relativ scurte sînt montate în serie două sau chiar mai multe ventilatoare, cu toate că în frontul de lucru se realizează un debit destul de scăzut.

Indicele care ne arată cît de bine sînt întrebuinţate ventilatoarele de aeraj parţial la un sector sau la o exploatare minieră, (Iv) se poate exprima sub forma raportului:

$$I_v = \frac{L_{tot}}{N_v}$$

unde:

L_{tot} este lungimea totală a circuitelor de aeraj parţial (coloane tuburi) aflate în funcţiune la un moment dat într-o unitate minieră (exploatare, sector etc.);

N_v — numărul ventilatoarelor aflate în funcţiune pe circuitele de aeraj parţial din unitate, în acelaşi moment.

Analiza evoluţiei acestui indice ne permite să vedem preocuparea de care s-a bucurat aerajul parţial la o exploatare.

Fără îndoială, valoarea acestui indice este influenţată atît de lungimea medie a lucrărilor miniere în fund de sac cît şi de puterea medie a ventilatoarelor, însă, pentru o aceeaşi mină şi chiar pentru minele cu condiţii similare dintr-un acelaşi bazin, aceşti factori sînt comparabili.

Dacă vrem totuşi să obţinem cifre generale, atunci, în loc de a lua în considerare numărul fizic de ventilatoare, putem să introducem noţiunea de „ventilator convenţional de 3 kW", care ar fi puterea medie a ventilatoarelor întrebuinţate. În felul acesta, eliminăm eroarea introdusă de proporţiile diferite dintre ventilatoarele obişnuite (1,1 kW) şi cele de mare

capacitate (6,5 și 11 kW) și în acest caz însă este necesară recalcularea puterii ventilatoarelor pneumatice în funcție de consumul lor de aer comprimat.

Pentru minele din Valea Jiului, structurile parcului de ventilatoare sînt asemănătoare într-o măsură suficientă pentru a permite comparații între diferitele exploatări. O ușoară abatere de la medie prezintă doar E. M. Lupeni, unde proporția ventilatoarelor puternice este mai mare.

Exploatarea minieră	1959			1960			1962		
	coloană în funcțiune, m	ventilatoare în funcțiune, buc.	ventilator, m/col	coloană în funcțiune, m	ventilatoare în funcțiune, buc.	ventilator, m	coloană în funcțiune, m	ventilatoare în funcțiune, buc	ventilator, m
Lonea	3 466	109	32	2 375	109	22	7 066	103	69
Petrila	3 651	113	32	2 516	121	21	5 214	176	30
Aninoasa	4 108	105	39	4 150	97	43	3 372	162	21
Vulcan	5 212	99	53	3 327	79	42	7 660	164	47
Lupeni	11 320	158	72	10 946	180	61	10 386	160	65
Uricani	2 422	69	35	2 202	72	31	2 005	73	28
Valea Jiului	30 199	653	46	25 617	658	39	35 703	838	43

În tabela de mai sus este redată variația indicelui m coloană/ventilator în exploatările miniere din Valea Jiului în anii 1959 — 1960 — 1962.

Din tabelă reiese că dacă luăm ca bază anul 1959 (cînd s-a făcut un efort în sensul unor raționalizări în aerajul parțial) în anii următori au avut loc scăderi ale acestui indice la majoritatea exploatărilor.

Principalele cauze ale neeconomicității și lipsei de randament a instalațiilor de aeraj parțial o constituie neetanșeitatea și rezistențele aerodinamice suplimentare pe care le prezintă coloanele de tuburi.

Îmbunătățirea etanșeității coloanelor de aeraj parțial se poate face prin simpla montare de garnituri și punerea unui număr suficient de șuruburi bine strînse; scăderea rezistențelor aerodinamice a coloanelor se realizează prin folosirea unor tuburi cu diametre mari, eliminarea tuburilor turtite, a coturilor neaerodinamice etc.

Toate acestea sînt măsuri elementare, rezolvabile la nivelul maistrului mecanic și al electricianului de sector, însă realizarea lor poate duce la importante economii de energie și de utilaj.

De exemplu, dacă pe întreaga Vale a Jiului indicele metri coloană pe ventilator în funcțiune s-ar ridica de la 43 m la 65 m — valoare de altfel depășită de către E. M. Lupeni în 1959 — atunci s-ar putea scoate din funcție 288 de ventilatoare. Apreciind o putere medie de numai 2,5 kW, economia de energie realizabilă ar fi de circa 250 000 kWh pe lună, ceea ce nu este neglijabil.

Desigur eliminarea ventilatoarelor nu trebuie să se facă cîtuși de puțin în dauna suficienței aerajului parțial, ci trebuie să aibă la bază etanșarea și corectarea coloanelor de tuburi prin eliminarea rezistențelor suplimentare. Aceste măsuri vor permite realizarea unui același debit de aer în frontul de lucru, folosind însă un număr mai redus de ventilatoare.

Astfel se va ajunge, în general, să se realizeze aerajul parțial cu un singur ventilator pe coloană, ceea ce, pe lîngă avantajele economice arătate, prezintă și o siguranță superioară în exploatare.

Într-adevăr, montarea unui singur ventilator pe coloană elimină recircuitările de aer viciat și permite amplasarea ventilatorului în curentul de aer proaspăt în galeria de alimentare, astfel că nu există riscul ca ventilatorul să fie cuprins de zona de metan în cazul unor decuplări locale.

În concluzie se impune atît din punct de vedere economic cît și din punct de vedere tehnic să se acorde o atenție corespunzătoare modului de realizare a aerajului parțial, astfel ca fiecare ventilator să fie întrebuințat la capacitatea lui maximă.

Din activitatea științifică

Concluziile conferinței geologilor din sectorul aurifer al Munților Metaliferi, ținută la Brad în zilele de 10—11 mai 1963

Pentru îmbunătățirea continuă a muncii de cercetare geologică în vederea realizării sarcinilor privind dezvoltarea bazei materiale a industriei extractive, s-a organizat în cadrul T. A. Brad, conferința geologilor care activează în sectorul aurifer al Munților Metaliferi.

Ca urmare a referatelor prezentate și a discuțiilor purtate, la conferință s-a ajuns la următoarele concluzii:

1. Activitatea de cercetare geologică a Munților Metaliferi s-a dezvoltat mult în ultimii ani, obținîndu-se elemente care pot duce la clarificarea structurii geologice a regiunii și la stabilirea unor indici necesari dirijării în viitor a lucrărilor de prospecțiune și explorare.

2. Rezultatele obținute pînă în prezent demonstrează posibilitatea punerii în evidență a unor noi zone mineralizate.

3. Apare necesară continuarea lucrărilor complexe care se execută de către Comitetul geologic și M.M.E.E. și corelarea rezultatelor obținute, pentru cunoașterea în ansamblu a regiunii Munților Metaliferi în scopul orientării viitoarelor lucrări de cercetare.

4. În baza materialului documentar rezultat din lucrările efectuate pînă în prezent, este necesar să se treacă la întocmirea, în colaborare, a unei lucrări de sinteză care să folosească documentării geologilor care lucrează în regiunea Munților Metaliferi.

5. S-a constatat că colaborarea între geologi și mineri a dat ezultate bune și ea trebuie dezvoltată în continuare.

6. S-a stabilit necesitatea și importanța deosebită a cercetării și documentării geologice pentru fundamentarea dezvoltării unităților miniere.

7. Să se inițieze elaborarea unei monografii geologico-miniere a regiunii Munților Metaliferi.

8. Este necesar să se elaboreze poiecte de sistematizare a lucrărilor de cercetare geologică pe perioade mai lungi, pentru principalele zăcăminte din regiunea Munților Metaliferi.

9. Se impune intensificarea lucrărilor și a studiilor în vederea valorificării complexe a substanțelor minerale utile.

10. Să se organizeze un muzeu mineralogico-petrografic în care să se păstreze materialul documentar

privind caracteristicile zăcămintelor din Munții Metaliferi.

11. A rezultat ca necesar să se continue studiile cu privire la introducerea în practica lucrărilor geologice a metodelor date de statistica matematică pentru determinarea erorilor de analizare a elementelor utile, la calculul rezervelor etc.

12. Este necesar să se creeze geologilor posibilitatea de a-și desfășura munca pe baze științifice, folosind mijloace moderne de investigație, aplicînd în cercetările lor cele mai înaintate metode de cercetare de laborator și teren, oferite de tehnica nouă.

13. S-a demonstrat utilitatea organizării conferințelor geologice pe bazine miniere în scopul ridicării continue a nivelului profesional, a cunoașterii în ansamblu a stadiului lucrărilor de cercetare geologică executate de diferite unități, făcîndu-se un schimb de experiență fructuos care duce la îmbunătățirea activității geologice. Se impune ca aceste conferințe pe bazine să se țină și în viitor la intervale regulate de timp.

DOCUMENTARE

Pridoroghin, V. D. și Cialii, V. I. **Organizarea înaintărilor rapide ale lucrărilor miniere la minele combinatului Luganscugoli.** În: Șahtnoe stroitelstvo, nr. 6, 1963, p. 1—6, 8 fig., 6 tabele.

Se prezintă o serie de măsuri de ordin tehnic și organizatoric care au dus la obținerea unor creșteri de viteze de înaintare într-o serie de cazuri de la 201 m/lună în anul 1960, la 501—603 m/lună în 1961 și 1 029—1 063 m/lună în 1962.

Vitezele medii de înaintare ating 140—150 m/lună. La aceste realizări au contribuit: adaptarea tehnicii existente la condiții noi (de exemplu, înaintări cu mașini de încărcat EPM-1 în plane înclinate cu înclinări pînă la 25—30°); planograme multiciclice cu suprapuneri de mai multe operații; adaptări de perforatoare la mașinile de încărcat (6—8 perforatoare); folosirea vagonetelor cu capacitate mare; utilizarea rațională a locomotivelor electrice; asigurarea condițiilor satisfăcătoare de lucru prin folosirea perforării rotative și aerisirii intensive cu ventilatoare VTO—0,6 cu $h = 620$ mm coloana de apă.

Davideant, V. T. **Dirijarea coperișului și susținerea la minele din R.S.S.U.** În: Ugol Ucraini, nr. 5, 1963, p. 3—3.

Se prezintă progresele realizate în dirijarea coperișului și susținerea în abataje, în funcție de înclinarea stratelor și de natura rocilor de la exploatările R. S. S. Ucrainene. Susținerea metalică în abataje a ajuns în 1963 la 80% din totalul abatajelor din stratele cu înclinare mică. Se consideră că cele mai bune rezultate dă armătura metalică cu rezistență constantă (tipurile GS). Se subliniază importanța și efectul economic al folosirii scaunelor de prăbușire tip OKU, obținîndu-se importante reduceri de consum de lemn, precum și o creștere a productivității muncii cu 10—15%.

Introducerea armăturii metalice în bazinul Lvov — Volînsk se extinde în 1963 pînă la 100% din totalul abatajelor frontale.

Susținerea cu stîlpi hidraulici GS, cu grinzi VDN — 0,75 m; împreună cu combina K—52 M a dat rezultate bune.

Se expun cîteva considerații despre armături tip M—87, M—97, A—2 M și altele.

Se propun armături mecanizate și pentru exploatarea stratelor cu înclinare mare.

Se preconizează că în anul 1970 se vor introduce complexe cu armături mecanizate, care vor permite creșterea sarcinlor pe abataj, vor elimina munca manuală, vor exclude consumul de lemn, iar productivitatea muncii va crește de 3—4 ori.

Abramson, M. G. și Harlaman, T. F. **Indicii tehnico-economici de foraj ai sondelor de explodare la exploatările subterane din U.R.S.S.** În: Gornii jurnal nr. 5, 1963, p. 34—38, 3 tabele.

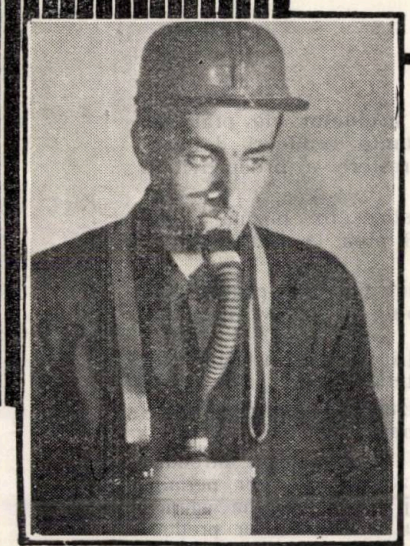
Se examinează progresele realizate în domeniul forării subterane a sondelor în U.R.S.S. Se indică că în practica forării de astăzi predomină (circa 90%) metoda și utilajul de forare pneumopercutant (BA—100; BA—100 M; BA—100 P.1). Se arată costul comparativ a 1 m forat pentru diferite tării ale rocilor ($f = 6 — 18$).

Productivitatea muncii a atins 5—6 m/post sau circa 500 t masă minieră (roci cu tărie de 16—18 după Protodikonov).

1883

Aparat de salvare individual pentru mineri

Tip BŐK-1



Timpul minimal de protecţie a aparatului contra oxidului de carbon (CO) este 45 minute.

Greutate: 1 500 grame

Timp de garanţie: 2 ani

Uşor de manipulat!

Exploatare sigură!

Indispensabil!

Exportat prin:

FERUNION HUNGARIA

FERUNION Intreprindere ungară de comert exterior pentru produse tehnice P. C. b. 190

Budapesta 53

MŰSZAKI KÖNYVTÁR ÉS DOKUMENTÁCIÓS SZOLGÁLAT 1883

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIV | Nr. 10 | OCTOMBRIE 1963

СОДЕРЖАНИЕ

Олосу П. и Лазэр А.: *Проходка выработки со скоростью 262 м в месяц на руднике Рошия Монтана.*

Зэмыркэ, П., Шмидт, Х. и Амэрэску, Р.: *Набрызг-бетон, новый способ крепления подземных выработок (1).* Описывается способ крепления набрызг-бетоном и его преимущества по сравнению с применяемым до сих пор способами. Описываются характеристика и состав бетона, эффективность специальных добавок и необходимое оборудование.

Абрахам, Л.: *Показатели обогащения и их применение на углеобогатительных фабриках бассейна Валя Жиулуй.* Описывается способ составления номограмм для определения теоретических извлечений и коэффициента полезного действия мойки в зависимости от среднего содержания золы рядового и товарного углей.

На обогатительной фабрике Лупень была составлена номограмма дающая возможность расчитывать ежедневно графически коэффициент полезного действия мойки за соответствующий период от начала месяца

Косарева, Т. и Бергеш, Ш.: *Общие соображения относительно палеогеографии и металлогении массива Пояна-Рускэ.* На основании докладов сделанных на съезде Балкано-карпатской геологической ассоциации даются заключения в отношении массива Пояна-Рускэ по вопросу определения возраста и генезиса соответствующих геологических формаций.

Мунтяну, Н.: *Проходка ствола № 3 Годень применением способа замораживания.*

Патрашку, М., Койкулеску, М., Маковей, О., Херца Елена, Хейнц Мария и Хейнц, М.: *Борьба с пылью при взрывных работах.* Описывается состояние вопроса пылеобразования вызываемого взрывными работами и борьба с ней. Приводятся результаты исследований выполненных авторами с целью предотвращения образования пыли при взрывании.

ЗАМЕТКИ

Юшан, В.: *Рациональное использование вентиляторов—источник экономии.*

НАУЧНАЯ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬ ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Olosu, P. und Lazăr A.: *262 m monatlicher Streckenvortrieb beim Grubenbetrieb Roşia Montana.*

Zămîrcă, P., Schmidt, H. und Amărăscu, R.: *Spritzbeton, ein neues Verfahren zwecks Ausbaues und Hydroisolierung von Grubenräumen. I. Teil.* Dieser Teil des Aufsatzes behandelt den Ausbau untertägiger Räume mittels Spritzbeton und dessen Vorteile im Vergleich zu den gegenwärtig üblichen Ausbaumethoden. Anschliessend daran wird das Verhalten der mittels Spritzbeton gesicherten Grubenrtäume gegenüber den mit Holz und Stahlbögen ausgebauten, sowie auch die Eigenschaften und die Zusammensetzung des Spritzbetons, die Wirkungsweise der Torketierhilfen und die neuesten Typen der Betonspritzmaschinen beschrieben.

Abraham, L.: *Aufbereitungskennziffern und deren Anwendung bei den Kohlenaufbereitungsanlagen des Jiuthales.* Zwecks Bestimmung des theoretischen Ausbringens und der Waschleistung der Aufbereitungsanlagen wird die Anfertigung von Abaken, unter Berücksichtigung des durchschnittlichen Aschengehaltes des Aufgabegutes und der aufbereiteten Kohle beschrieben. Für die Aufbereitungsanlage von Lupeni wurde ein komplexer Abakus angefertigt, welcher die tägliche graphische Bestimmung der in der betreffenden Arbeitsperiode erzielten Leistung, vom Monatsbeginn an berechnet, ermöglicht.

Kosareva, T. und Berghеş, St.: *Allgemeine Betrachtungen bezüglich der Paleogeographie und Metallgenesis des Poiana Ruscă Massives.* Es werden die in der Fachliteratur erschienenen Veröffentlichungen, sowie die im Rahmen des balkan-karpathischen geologischen Kongresses, bezüglich der geologischen Entwicklung des balkan-karpathischen Gebietes im Jahre 1961 erfolgten Mitteilungen auf das Alter und die Genesis der Formationen des Poiana-Ruscă Massives angewendet.

Munteanu, N.: *Das Abteufen des Schachtes No. 3 Godeni, unter Anwendung des Gefrierverfahrens.*

Pătraşcu, M., Coiculescu, M., Macovei, O., Herţa Ileana, Heincz Maria und Heincz, M.: *Bekämpfung des bei Schiessarbeiten entstehenden Staubes.* Der Aufsatz enthält eine Übersicht bezüglich des gegenwärtigen Standes der Bekämpfung des bei den Schiessarbeiten untertage entstehenden Staubes. Gleichzeitig werden die Ergebnisse einiger seitens des Verfassers in dieser Hinsicht angestellten Versuche mitgeteilt.

NOTIZEN

Iuşan, V.: *Die rationelle Verwendung der Grubenventilatoren als Möglichkeit von Einsparungen.*

AUS DER WISSENSCHAFTLICHEN TÄTIGKEIT DOKUMENTIERUNG

SOMMAIRE

Olosu, P. et Lazăr, A.: *Un avencement de 262 mètres par mois dans une galerie à la mine de Roşia-Montană.*

Zămîrcă, P., Schmidt, H. et Amărăscu, R.: *Le béton torcrété, un nouveau procédé de soutenement et d'isolation hydrofuge des travaux du fond (I).* On expose le procédé de soutènement par le béton torcrété et ses avantages par rapport aux procédés pratiqués usuellement. On décrit le comportement des roches étayées par torcrétage en comparaison avec celles soutenues par cadres en bois ou arcs métalliques, on indique les éléments caractéristiques et la composition de ces bétons, l'effet des substances adjuvantes spéciales, ainsi que les machines modernes à torcréter.

Abraham, L.: *Les indices de préparation et leur mode d'application dans les lareries à charbon de Valea Jiului.* On présente le mode d'élaboration des abaques pour la détermination des récupérations théoriques et des rendements du lavage, en fonction de la teneur moyenne en cendre des charbons bruts et des charbons lavés. A la laverie de Lupeni on a élaboré un abaque complexe qui permet de déterminer graphiquement le rendement journalier, ainsi que les valeurs cumulatives du mois.

Kosareva, T. et Berghes, St.: *Considérations générales sur la paléogéographie et la métallogenèse du massif de Poiana-Ruscă.* Se basant sur les publications de spécialité et sur les communications faites au Congrès geologique balcano — carpathique en 1961, on présente une application concernant l'âge et la genèse des formations géologiques du massif de Poiana-Ruscă.

Munteanu, N.: *Le fonçage du puits no. 3 Godeni avec application du procédé par congélation.*

Pătrașcu, M., Coiculescu, M., Macovei, O., Herța Ileana, Heincz Maria et Heincz, M.: *La lutte contre les poussières engendrées par le tirage des mines.* L'ouvrage contient un exposé sur l'état actuel du problème des poussières dues aux opérations de sautage des coups de mine et les procédés appliqués pour les combatre. On présente de même les résultats des recherches entreprises par les auteurs concernant la lutte contre les poussières engendrées à l'explosion.

NOTES

Iușan, V.: *Une source d'économie — l'utilisation rationelle des ventilateurs dans les mines.*

ACTIVITÉ SCIENTIFIQUE

DOCUMENTATION

CONTENTS

Olosu, P. and Lazăr, A.: *262 m drifting per month at the mining exploitation of Roșia Montană.*

Zămîrcă, P., Schmidt, H. und Amărăscu, R.: *Concrete guniting, a new method of timbering and waterproofing underground constructions. Part. I.* The timbering method by means of gunited concrete and its advantages compared to other methods practised till now, are set forth. The behaviour of rocks in the case of gunited concrete timbering is shown, in comparison to their conduct in case of timbering by sets or metal. The characteristics and the composition of that type of concrete are described, as well as the effect of special admixtures and the modern guniting machines.

Abraham, L.: *Dressing indexes and the way of their application in the coal dressing plants of the Jiu Valley.* The article shows the way in which abaci were drawn up at he dressing plants, in order to determine the theoretical recuperation and the efficiency of wash, depending on the medium ash of the brute and of the delivered coal. At the dressing plant of Lupeni a compound abacus has been built up, which permits the every day graphic evaluation of the efficiency, during the respective period from the beginning of the month.

Kosareva, I. and Berghes, St.: *General considerations concerning the paleogeography and the metallogenesis of the massif of Poiana Ruscă.* On the basis of the speciality publications, as well as of the dissertations of the karpato-balkanical Congress of 1961, concerning the geological evolution of the karpato-balkanical region, an application is made for the massif of Poiana Ruscă, with regard to the age and genesis of the formations.

Munteanu, N.: *About the sinking of the shaft number 3-Godeni, with the application of the freezing process.*

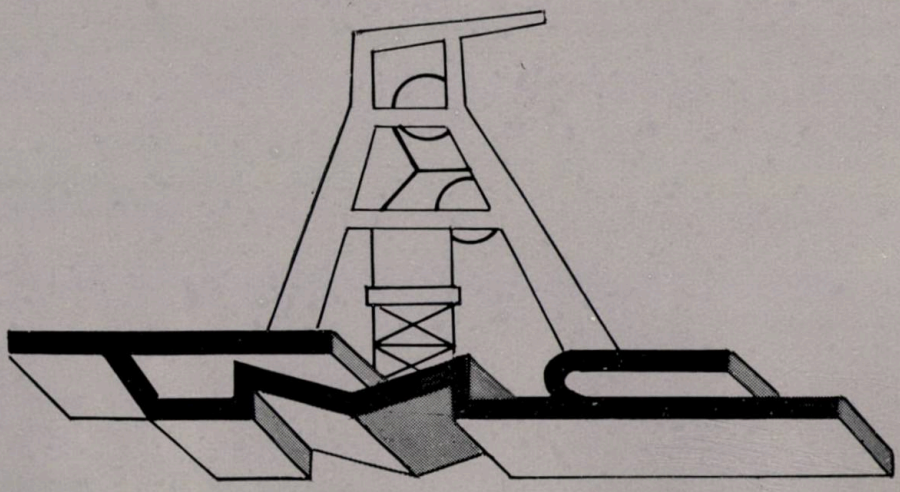
Pătrașcu, M., Coiculescu, M., Macovei, O., Herța, I., Heincz Maria and Heincz, M.: *Fighting against the blasting dust.* The article contains an exposition of the actual stage of the problem of the dust resulted from blasting and the way of fighting against. The results of some researches effectuated by the authors, concerning the fighting against the blasting dust, are equally exposed.

NOTES

Iușan, V.: *The rational utilization of air blowers for the ventilation of mines — a source of economy.*

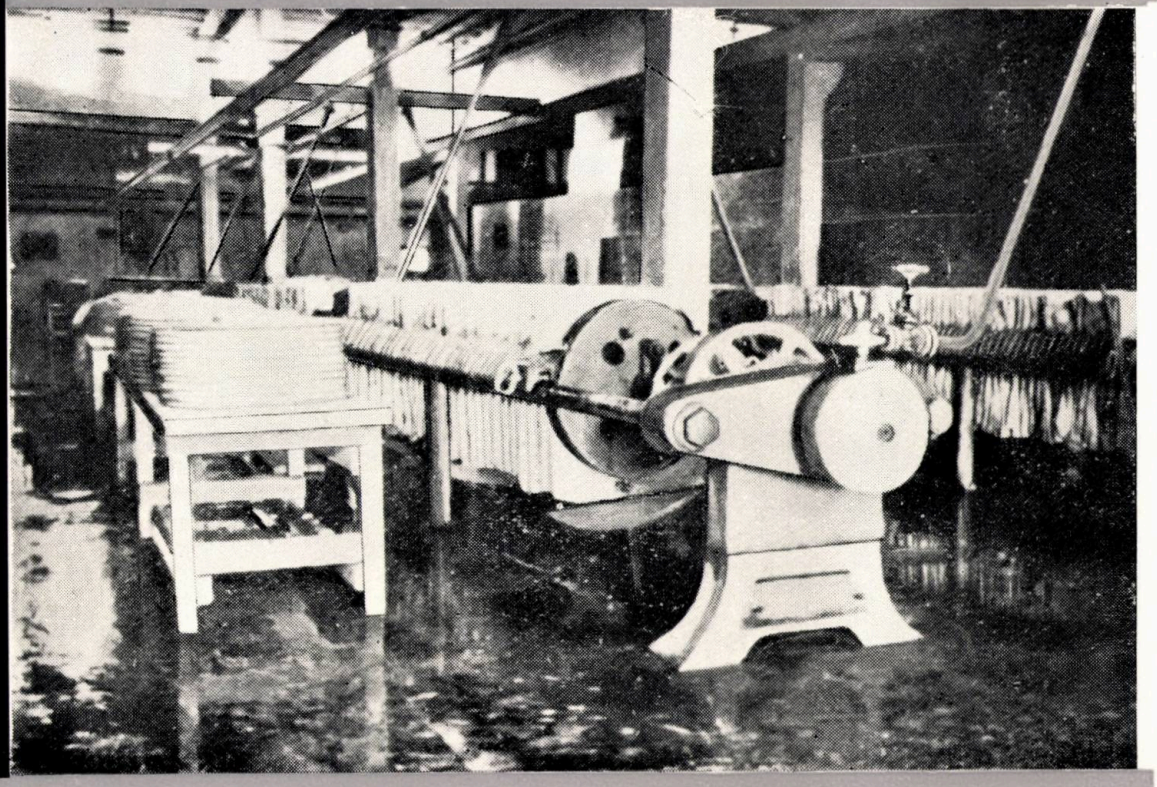
SCIENTIFICAL ACTIVITY

DOCUMENTATION



TRUSTUL MINIER CLUJ

Aspect din hala de preparare a Instalaţiei nr. 1 Aghireş



Produce:

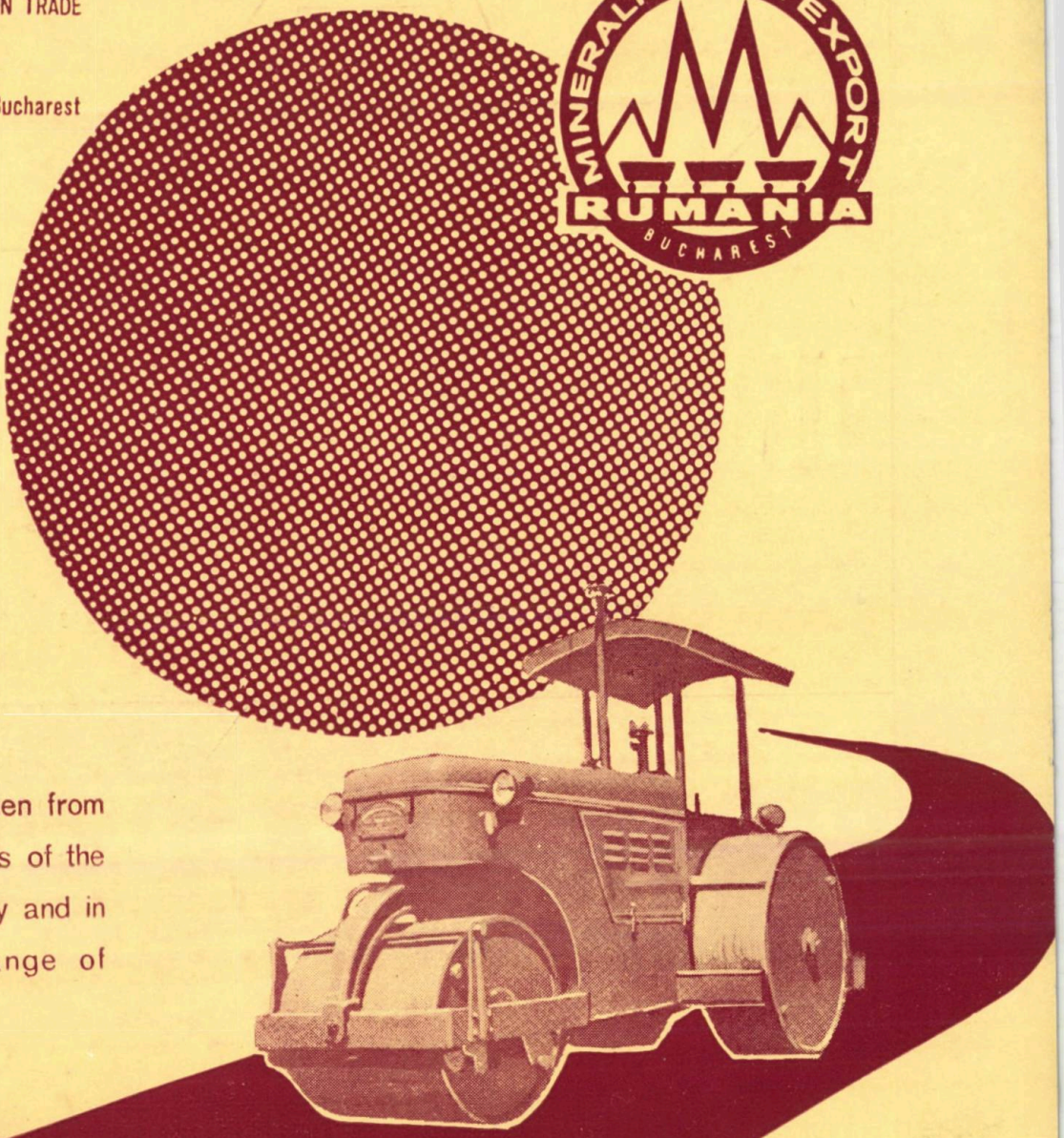
- CAOLINURI SELECȚIONATE ȘI ÎNNOBILATE
- NISIPURI SELECȚIONATE PENTRU TURNĂTORII
- BENTONITE PREPARATE
- FELDSPAT MĂCINAT SELECȚIONAT
- CALCAR, DOLOMITĂ,
- FIER

Mineralimportexport

RUMANIA — BUCHAREST

STATE ENTERPRISE FOR FOREIGN TRADE
3, G ASSAN STREET
TEL. 15.09.30 • 14 09.26
Cables: MINERALIMPORTEX — Bucharest

MINERALIMPORTEXPORT
RUMANIA
BUCHAREST



Offers

Natural Bitumen from Derna Tatarus of the highest quality and in a varied range of assortments.

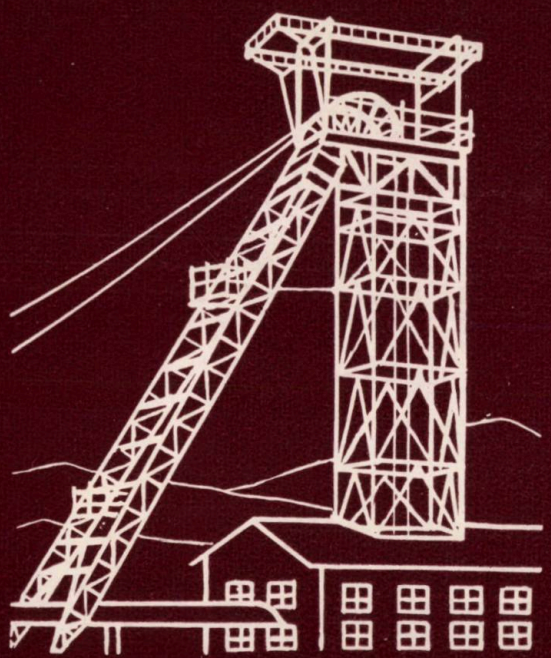
It is used for:

- road building
- electro-technical insulations
- waterproof insulations
- industry of lacquers. paints. etc.

E1433

VOLUMUL XIV NUMĂRUL 11 PAGINA 477 — 526

REVISTA MINELOR



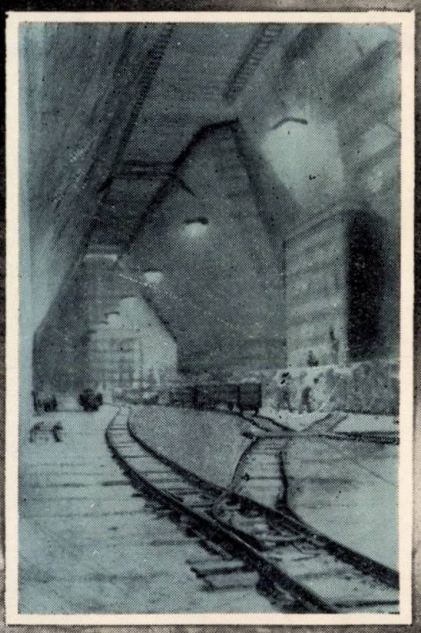
11

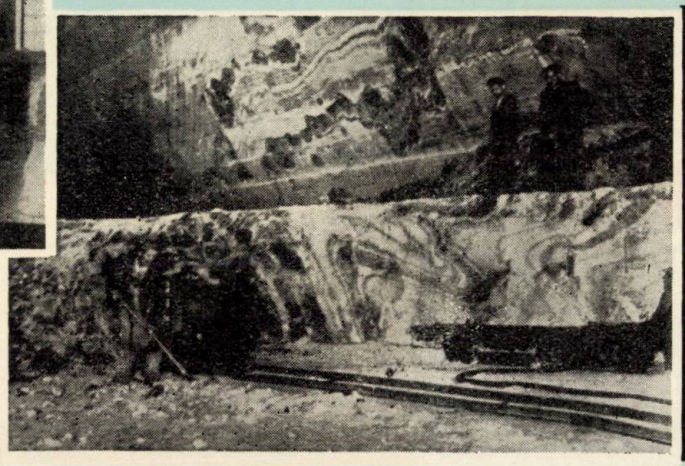
BUCUREŞTI NOIEMBRIE 1963

MUNTENIA

trustul minier

E.M. SALINA SLĂNIC





TONITZA

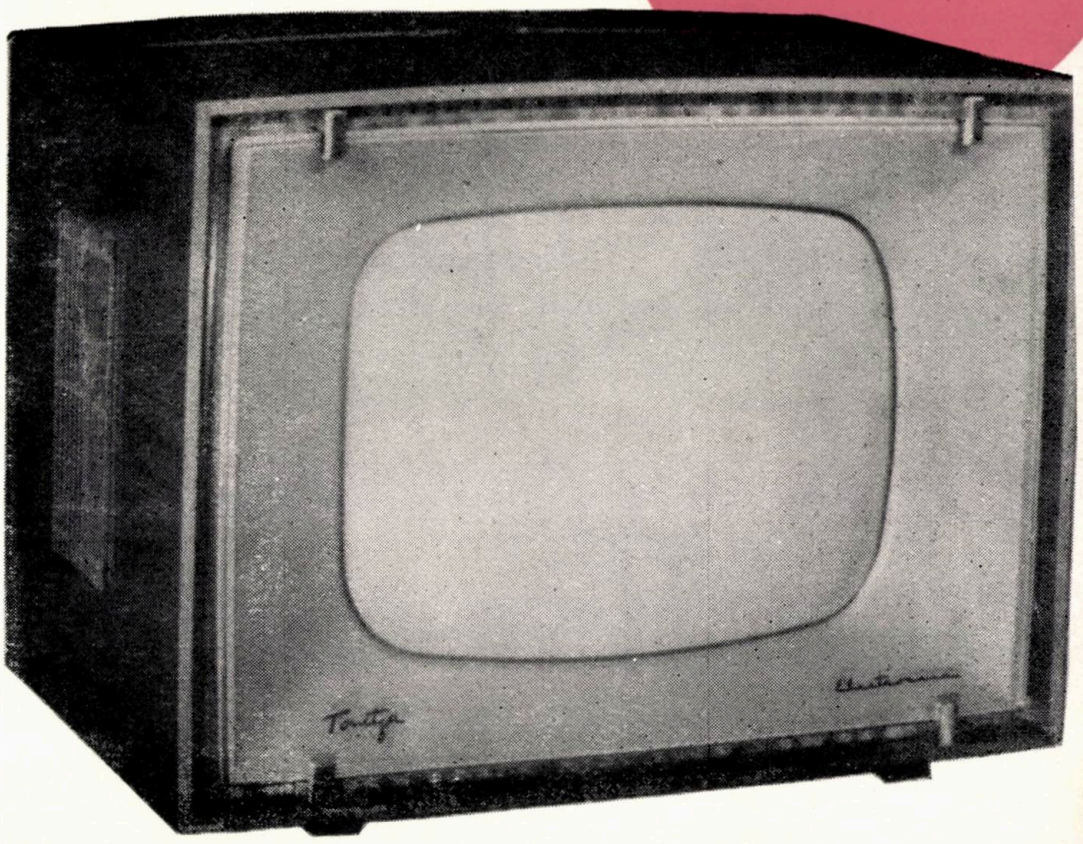
TONITZA

TONITZA

TONITZA

ONITZA

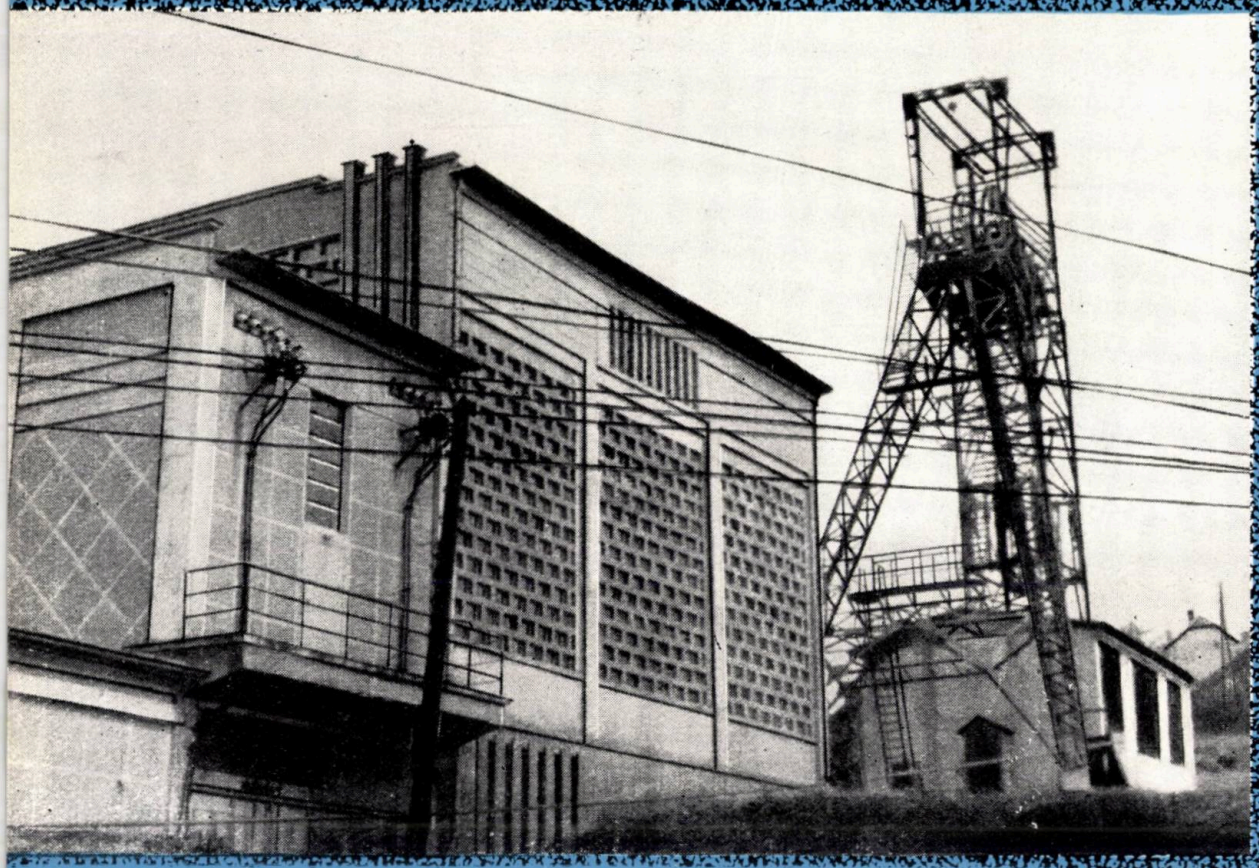
ONITZA



- *Un televizor realizat cu circuite imprimate.*
- *Linie elegantă; stabilitate remarcabilă în funcţionare.*
- *Imagine de înaltă calitate.*
- *Comutator de canale cu 12 poziţii*
- *Diagonala ecranului de 43 cm*
- *16 tuburi electronice + 2 diode cu germaniu + 2 diode cu seleniu*
- *Tensiunile de alimentare: 120 V şi 220 V*

PRODUS DE UZINELE

Electronica



Puţul principal de extracţie

nr. XII — E. M. Lupeni

M M E E

Combinatul carbonifer Valea Jiului

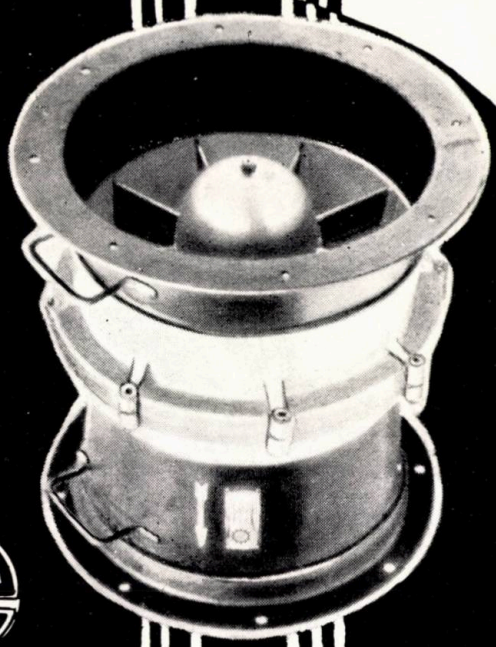
Uzina

UNIO

Satu Mare

TIP V

MICI



de

VENTILATOARE PNEUMATICE

CARACTERISTICI TEHNICE:

- Mediul de acționare: aer comprimat
- Presiunea de lucru a aerului comprimat: 4 kgf/cm² sau 6 kgf/cm²
- Consumul de aer comprimat: ∅300: 2,27 Nm³/min; ∅400: 3,2 Nm³/min
- Turația: ∅300 — 4 800 rot/min; ∅400 — 3 900 rot/min
- Randamentul izotermic: ∅300 — 16,3%; ∅400 — 21%
- Masa netă: ∅ 300 — 26 kg; ∅400 — 40 kg
- Gabaritul: ∅ 300 — 445 × 423 × 386; ∅ 400 — 520 × 530 × 506

Uzina

UNIO

Satu Mare

TIP LDM 40

Diesel

CARACTERISTICI TEHNICE:

- Ecartamentul E: 570, 600 şi 630 mm
- Distanţa între osii: 900 mm
- Viteza: 4,5—8—12 km/oră înainte şi înapoi
- Forţa de tracţiune la cîrlig: 1 400 kgf
- Masa netă: 6 500 kg
- Dimensiuni de gabarit: 3795 × 158 × 900 mm

locomotivă

de

mină

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

Anul XIV **Nr. 11** **Noiembrie 1963**

REDACŢIA: BUC., Str. SF. ION NOU 33, Tel.: 21.26.03

CUPRINS

Pagina

POPESCU, G. F. şi CURPĂN, C.: **Metode de susţinere a lucrărilor miniere studiate şi aplicate în bazinul minier Maramureş** . . . . 447—184

ZĂMÎRCĂ, P., SCHMIDT, H. şi AMĂRĂSCU RITTA: **Betonul torcretat, o nouă metodă de susţinere şi de hidroizolare a construcţiilor din subtern (II)** . . . 485—493

VASILOV, V., GANISCHI, S. şi CIOLTEA, A.: **Separarea calcopiritei din concentratele plumbo-cuproase şi din concentratele de zinc** . . . . . 494—502

MANEA, AL.: **Corelare şi orizontare stratigrafică pe baza studiului mineralelor terigene** . . . . . 502—505

NOTE

TEICH, I.: **Despre unele probleme privind metodologia reprezentării grafice a datelor economice (aplicaţii la studiul dezvoltării industriei miniere din R.P.R.)** . . . . 506—509

SEMAKA, A.: **Busole geologice speciale folosite în studii de microtectonică** . . . . . 510—512

CRONICĂ

DAMASCHIN, GH.: **Mineralizaţia metaliferă din regiunea Baia de Aramă şi acţiunile întreprinse între 1859 şi 1960, pentru cunoaşterea şi exploatarea ei** . . . . 512—515

DIN ACTIVITATEA INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE

DIN ACTIVITATEA ŞTIINŢIFICĂ

DOCUMENTARE

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREŢU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R.; prof. dr. IANCOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; candidat în ştiinţe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ŞERBAN A.; prof. ing. VANCI GH.; candidat în ştiinţe ing. VLAD P

REVISTA MINELOR

ANUL XIV | Nr. 11 | NOIEMBRIE 1963

СОДЕРЖАНИЕ

Попеску Ф. Г. и Курпэн К. : Методы поддержания горных выработок, применяемые в бассейне Марамуреш.

Зэмыркэ П., Шмидт Х. и Амэрэску Р.: *Набрызг-бетон, новый способ крепления подземных выработок* (II). Описывается технология крепления набрызг-бетоном в случае пород различной крепости, даются производительность и себестоимость этого способа крепления в других странах в сравнении с обычными способами. В заключение вносятся предложения о применении набрызг-бетона при креплении подземных выработок в РНР.

Василов Вл., Ганицкий С. и Чолтя А.: *Разделение свинцово-медного концентрата и улучшение качества цинкового концентрата.* Описаны результаты исследований и промышленных испытаний по разделению свинцово-медных концентратов на одной из обогатительных фабрик страны и его экономическое значение. Даются также результаты исследовательских работ по уменьшению содержания железа и меди в цинковом концентрате, получаемом на обогатительных фабриках горнорудного района Байя Маре.

Маня Ал. Корреляция и определение стратиграфических горизонтов на основе терригенных минералов.

ЗАМЕТКИ

Тайх И.: О некоторых вопросах методики графического представления экономических данных (на примере развития горной промышленчости РНР).

Семака А.: *Специальные типы горного компаса, применяемые при изучении микротектоники.*

ХРОНИКА

ИЗ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ГОРНО ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОГО ИНСТИТУТА

НАУЧНАЯ ДЕЯТЕЛЬНОСТЬ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Popescu, F. G. und Curpăn, C.: *Erprobte und angewandte Ausbaumethoden von Grubenräumen im Grubenrevier Maramureş.*

Zămîrcă, P., Schmidt, H. und Amărăscu, R.: *Spritzbeton, ein neues Verfahren des Ausbaues und der Hydroisolierung von Grubenräumen, II Teil.*

Nach kurzer Beschreibung der Technologie des Spritzbetonverfahrens beim Ausbau von Grubenräumen unter verschiedenen Gebirgsverhältnissen, werden in diesem Teil des Aufsatzes die mit diesem Verfahren in verschiedenen Ländern erzielten Arbeitsleistungen und Gestehungskosten, im Vergleich mit den herkömmlichen Ausbauverfahren angeführt. Die Schlussfolgerung enthält Vorschläge bezüglich der Anwendbarkeit dieses Verfahrens in der Rumänischen Volksrepublik.

Vasilov, Vl., Ganischi, S. und Cioltea, A.: *Die Trennung des Kupferkieses in den Bleikupferkonzentraten und die Entkupferung der Zinkkonzentrate.*

Es werden die bei der Trennung von Blei-Kupferkonzentraten bei einer inländischen Aufbereitungsanlage erzielten Versuchsergebnisse und deren industrielle Anwendung, unter Berücksichtigung der wirtschaftlichen Gesichtspunkte mitgeteilt. Gleichzeitig werden die Ergebnisse der im Baia Mare- Gebiet angestellten Versuche, zwecks Verminderung des Eisen- und Kupfergehaltes in den Zinkkonzentraten angeführt.

Manea, Al.: *Korrelation und Bestimmung stratigraphischer Horizonte auf Grund des Studiums terigener Mineralien.*

NOTIZEN

Teich, I.: *Über einige Probleme bezüglich der Darstellung wirtschaftlicher Daten (Anwendung einiger Schlussfolgerungen der Studie betreffend die Entwicklung der Bergbauindustrie in der Rumänischen Volksrepublik).*

Semaka, A.: *Verwendung besonderer geologischer Bussolen bei mikrotektonischen Studien.*

CHRONIK

AUS DER TÄTIGKEIT DES BERGBAU-FORSCHUNGSINSTITUTES

AUS DER WISSENSCHAFTLICHEN TÄTIGKEIT

DOKUMENTIERUNG

Metode de susţinere a lucrărilor miniere studiate şi aplicate în bazinul minier Maramureş

Ing. G. F. Popescu şi ing. C. Curpăn

Statistica repartizării volumului de muncă depusă în secţiile de bază ale minelor metalifere neferoase din Regiunea Maramureş pe o perioadă mai lungă, arată că din totalul orelor prestate în subteran, lucrările de susţinere reprezintă 18—20%. Procentajul indicat reţine atenţia cu atît mai mult cu cît volumul de muncă prestat la excavare, în abataje şi la înaintări de suitori sau galerii, nu depăşeşte 40% din totalul orelor prestate în subteran.

Volumul de muncă întrebuinţat pentru susţinerea lucrărilor miniere devine în realitate mai mare, dacă adăugăm şi faptul că o parte din brigăzile care lucrează în abataje, galerii şi suitori execută şi lucrări de susţinere definitivă sau provizorie a golurilor subterane pe care le creează.

Faţă de această situaţie se explică de ce au fost incluse în planul de cercetări tehnico-ştiinţifice al Sectorului de cercetări miniere Baia-Mare an de an, în mod sistematic, teme de cercetare care aveau ca scop găsirea unor soluţii cît mai adecvate condiţiilor locale ale minelor din bazinul minier Maramureş, privind susţinerea galeriilor, suitorilor, abatajelor, rostogolurilor, puţurilor şi altor goluri subterane.

În ultimul timp, problemei susţinerii lucrărilor miniere i s-a acordat o şi mai mare atenţie, ca urmare a Directivelor organelor superioare de Partid şi de Stat care trasează — în legătură cu această problemă — alături de sarcina importantă de mecanizare a operaţiilor care cer un volum mare de muncă fizică, şi sarcina de a înlocui unele materiale deficitare, ca de exemplu lemnul, de a ridica productivitatea muncii la toate operaţiile din procesul de producţie şi de a reduce preţul de cost al lucrărilor executate.

Lucrările miniere în Regiunea Maramureş pentru deschiderea şi pregătirea zăcămintelor, precum şi pentru excavarea minereurilor neferoase şi aurifere, se execută în marea majoritate a cazurilor în roci eruptive şi filoniene, iar o altă parte în şisturi cristaline ; un volum foarte mic de lucrări s-au efectuat şi în roci sedimentare, de tipul grohotişurilor sau conglomeratelor.

Majoritatea lucrărilor se execută deci în roci dure, care prezintă o puternică coeziune interioară.

Rocile din bazinul Maramureş au o presiune stabilizată. Sînt foarte rare cazurile cînd susţinerea lucrărilor miniere are alt rol decît preîntîmpinarea desprinderilor de blocuri (copturi) din tavanul sau pereţii lucrărilor miniere. Din această cauză numai o mică parte din totalul galeriilor săpate este susţinută, şi numai pe maximum 30% din totalul liniilor curente de abataj se folosesc susţineri ale pereţilor sau cerimei acestora.

Pînă acum cîţiva ani la susţinerea galeriilor se folosea în general lemnul, atît esenţele foioase cît şi cele răşinoase. Într-o proporţie mai mică se foloseau betonul monolit şi zidăria din bolţari de carieră (andezit) cu mortar de ciment. Există exemple şi de galerii ai căror pereţi şi tavane au fost tencuiţi în trecut cu mortar de ciment, manual.

La susţinerea suitorilor, abatajelor, rostogolurilor şi puţurilor s-a folosit numai lemnul. În mod excepţional, în unele locuri, rostogolurile au fost ridicate în zidărie din piatră, sau în zidărie uscată ori cu mortar de ciment.

Camerele de dimensiuni mai mari, ca rampe, săli de maşini etc. erau susţinute în zidărie din bolţari de carieră şi mai rar cu beton.

În ultimii zece ani şi mai cu seamă în ultima parte a acestei perioade, s-au introdus pe scară largă susţinerea galeriilor cu beton monolit şi susţinerea mixtă din beton monolit şi bolţari prefabricaţi din beton, zidiţi cu mortar de ciment.

O dată cu extinderea minelor, a crescut substanţial volumul lucrărilor la care susţinerea în lemn trebuie refăcută, pentru că durata de serviciu a acesteia nu depăşeşte în medie patru-cinci ani, la unele mine sau sectoare neatingînd nici 1,5—2 ani. Pe de altă parte trebuie să se ţină seamă că volumul lucrărilor de deschidere, care necesită susţinere, creşte de asemenea într-un ritm rapid. Datorită acestei situaţii, problema înlocuirii lemnului de mină, a majorării productivităţii la susţinerea cu beton monolit sau bolţari de beton, precum şi a micşorării preţului de cost al susţinerii în general, a devenit un obiectiv principal.

Începînd cu anii 1956 şi 1957, ICEMIN a experimentat, în cadrul unor mine ale Trustului minier Baia-Mare, *susţinerea galeriilor cu prefabricate din beton armat.*

Din 1958, Trustul minier Baia-Mare, prin sectorul său de cercetări miniere, a preluat experimentările.

S-au folosit cadre din patru elemente (doi stîlpi şi două grinzi), precum şi cadre din cinci elemente (doi stîlpi şi trei grinzi) pentru diferite secţiuni de galerii, în funcţie de destinaţia acestor lucrări. Cadrele din prefabricate de beton armat s-au montat în cîmpuri de 0,6 m, utilizîndu-se bandaje tot din prefabricate de beton armat (fig. 1).

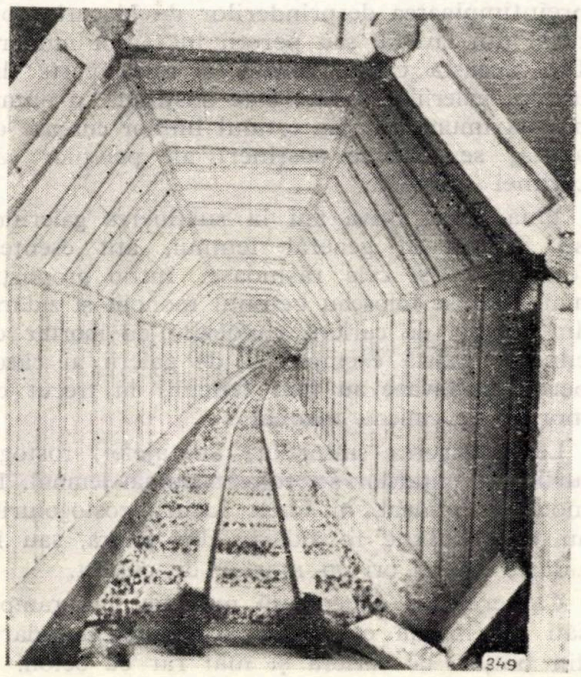


Fig. 1. — Galerie susţinută cu cadre din prefabricate de beton armat (machetă).

La articulaţiile dintre elementele cadrului de susţinere s-au montat lemn rotund de stejar, lonjeroane de beton simplu, lonjeroane din beton învelit în cauciuc, iar în 1961 s-au montat şi lonjeroane din lemn de stejar impregnat (fig. 2).

Începute mai întîi la minele Săsar şi Valea Roşie, continuate apoi la mina Baia-Sprie şi ulterior la minele Nistru şi Băiţa, experimentările susţinerii cu cadre din elemente prefabricate din beton armat au început să fie extinse. În prezent, susţinerea cu prefabricate din beton se experimentează şi la Baia-Borşa. În total, pe trust în 1963 se vor monta peste 1 000 armături din prefabricate de beton armat.

În 1961, cu ocazia unui studiu tehnico-economic efectuat de SCM Baia-Mare, elementele armăturii au fost reproiectate, distanţa dintre cîmpuri crescînd de la 0,6 m pînă la 0,8 m şi respectiv 1,0 m., reducîndu-se preţul ce revine unui metru de galerie susţinută şi mărind productivitatea la montarea armaturilor.

Recent s-au făcut observaţii asupra comportării acestor armături, după 2—5 ani de la montare.

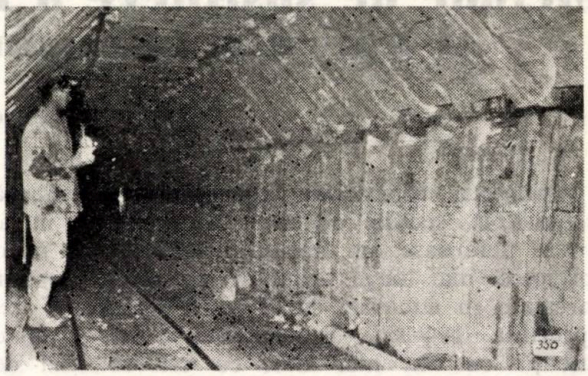


Fig. 2. — Galerie armată cu cadre din prefabricate avînd lonjeroane din stejar impregnat.

Avantajele remarcate pe parcurs confirmă aspectele relevate în studiile sectorului de cercetări Baia-Mare. Elementele prefabricate din beton armat se montează cu o productivitate egală, sau mai mare decît bolţarii prefabricaţi din beton şi zidiţi după cofraje în mortar de ciment. Ele rezistă foarte bine comparativ cu susţinerea din beton monolit sau cu susţinerea din zidărie de bolţari (prefabricaţi sau din carieră). Din punct de vedere economic, se constată că au un preţ de revenire mai mic decît susţinerea din beton monolit sau din bolţari de beton.

Se observă însă că susţinerea cu elemente prefabricate de beton armat este mai scumpă decît susţinerea cu bolţari de carieră, zidiţi cu mortar de ciment.

Dezavantajele semnalate în studiu s-au confirmat de asemenea, prin observaţiile practice. Astfel, elementele sînt relativ greu de manipulat şi se deteriorează în timpul manipulării, procentajul de ruperi fiind ridicat. Lemnul montat la articulaţiile elementelor putrezeşte în unele cazuri după un timp relativ scurt şi creează uneori complicaţii privind stabilitatea cadrelor şi securitatea lucrării.

În prezent sînt în curs de proiectare elemente de tip mai uşor.

★

Începînd din anul 1957, mai întîi ICEMIN şi apoi Sectorul de cercetări miniere al Trustului minier Baia-Mare au experimentat *susţinerea ancorată,* întrebuinţînd ancore recuperabile, cu pană, în lungimi de la 1,5 m pînă la 1,8 m.

În primii trei ani de experimentare, s-au montat peste o mie de ancore la susţinerea galeriilor, a preabatajelor şi chiar a unor săli cu destinaţie specială.

Privită la început cu neîncredere, susținerea ancorată și-a cîștigat totuși domeniul corespunzător de aplicare. Experimentările au fost făcute la mina Săsar și în special la mina Baia-Sprie, susținîndu-se o suprafață de aproape 4 000 m² de tavan, sau pereți de abataje și galerii. Uneori la ancorare s-au folosit grinzi sau bocuri de lemn, alteori și plasă de sîrmă, așa cum se vede în figura 3.

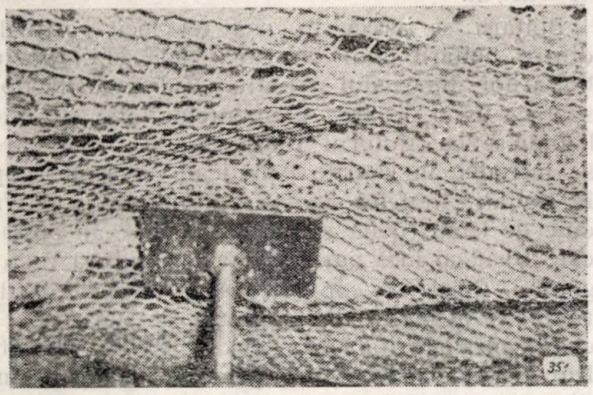


Fig. 3. — Tavan de abataj susținut cu ancore și plasă de sîrmă.

Densitatea de plasare a ancorelor a variat de la 0,48 buc/m² în galerii, pînă la 0,22 buc/m² în abataje. De reținut că în abataje, în condiții comparabile, pentru un metru pătrat de suprafață care trebuie susținută revine 0,5 bucăți stîlpi.

Productivitatea la montare a fost de 1—5 bucăți ancore montate pe post, folosind unelte obișnuite de lucru.

În condiții comparabile de folosire a lemnului ca stîlpi de susținere în abataje, în raport cu susținerea ancorată, aceasta din urmă nu este întodeauna convenabilă din punct de vedere economic. Prin găsirea unui furnizor care să lucreze în mod organizat ca produs obișnuit ancorele și deci la un preț mai scăzut, susținerea cu ancore va putea deveni totuși rentabilă.

În prezent experimentarea susținerii ancorate este în curs de extindere la marea majoritate a minelor Trustului minier Baia-Mare. Numărul ancorelor montate în anul 1963 va depăși 3 000 bucăți.

În anul 1963 printre obiectivele asupra cărora urmează ca să se extindă ancorarea, în afară de galerii și camere subterane, figurează și ancorarea pereților la abatajele care lucrează prin metode cu înmagazinare. Această tehnologie este în curs de experimentare.

★

În anul 1959 Sectorul de cercetări miniere Baia-Mare a experimentat la minele Herja și Băița *susținerea galeriilor cu inele de bolțari* tip Sărămășag, la profil circular.

Din punctul de vedere al prețului de cost, susținerea cu inele de bolțari este în linii mari la același nivel cu susținerea în lemn.

Procedeul menționat prezintă un dezavantaj care decurge din faptul că minele din Regiunea Maramureș au afluențe de apă în majoritatea zonelor deschise. Susținerea cu inele de bolțari nu permite scurgerea acestor ape decît în alternativa amenajării unui canal de construcție specială, ceea ce duce implicit la scumpirea susținerii. Un alt neajuns îl constituie necesitatea săpării secțiunii circulare, ceea ce, pentru galeriile direcționale pe filon, nu prezintă decît dezavantaje, sub aspectul diluției, al montării gurilor de rostogol și execuției în condițiile sinuozității filoanelor.

La susținerea cu inele de bolțari tip Sărmășag s-a renunțat.

★

În anul 1960 s-a studiat *susținerea cu bolțari prefabricați din beton a rostogolurilor de minereu și a suitorilor de circulație ridicate în rambleu.*

Bolțarii folosiți la susținerea acestor lucrări au un profil special cu forma unor segmente inelare, rigidizate prin intermediul a cîte două bucăți din lemn rotund.

Sînt elaborate două tipuri de bolțari și anume: un tip pentru rostogoluri cu diametrul interior de 0,9 m (tipul I) și un alt tip pentru rostogoluri cu diametrul interior de 1,2 m (tipul II). La tipul II grosimea bolțarului este mai mare, fiind preconizat pentru minereuri mai dure, pentru înălțimi mai mari ale rostogolurilor și pentru lățimi mai mari de abataj.

În figura 4 se prezintă un astfel de rostogol și secțiunea de circulație adiacentă, ridicate într-un abataj cu fîșii orizontale și rambleu.

În anul 1960 au fost executați circa 400 m rostogoluri cu susținerea în bolțari prefabricați. În prezent, această susținere este realizată la aproximativ 5 000 m rostogoluri și rezultatele sînt cu totul mulțumitoare.

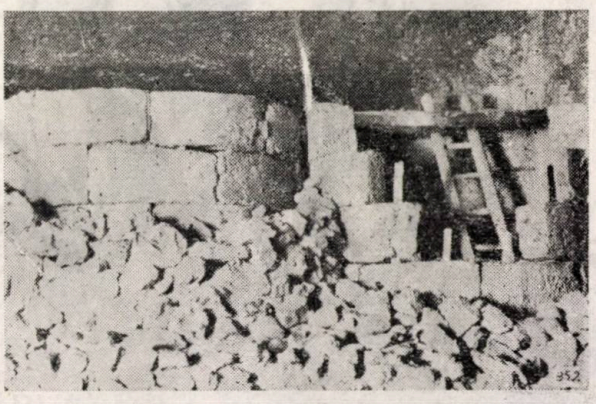


Fig. 4. — Rostogol și secțiunea de circulație adiacentă, construite din bolțari prefabricați din beton într-un abataj cu rambleu.

Faptul că, în anul 1963, la minele Trustului minier Baia-Mare, nu se mai construiesc rostogoluri din lemn decît pentru acele filoane a căror înclinare este mai mică de 65—70°, — deci în cazuri rare — confirmă întrutotul concluziile studiului elaborat la timpul său.

Tipurile de bolţari pentru rostogoluri, proiectate şi folosite în cadrul Trustului minier Baia-Mare (deosebite prin simbolurile BR-1 şi BR-2), se furnizează pe bază de comenzi, de către întreprinderile de producţie industrială ale unor trusturi regionale de construcţii. Bolţarii se fabrică din beton marca B 250 cu dozajul de ciment de circa 300 kg/m³. Betonul, după ce se toarnă în tipare, este vibrat, iar după scoaterea din forme bolţarii sînt introduşi în tunelul de aburire. Prezentăm în cele ce urmează cîţiva indici tehnici şi tehnico-economici mai interesanţi în legătură cu această tehnologie de susţinere.

Bolţarii tip I (BR-1) au greutatea de 30,5 kg/buc, iar cei tip II (BR-2) de 53,5 kg/buc, ceea ce se încadrează în limitele manipulării fără dificultăţi deosebite. Într-un m³ de zidărie de bolţari intră circa 79 buc. tip I şi circa 43 buc. tip II.

La construirea unui rostogol cu susţinerea din bolţari prefabricaţi, în cazul folosirii bolţarilor tip I, se realizează un diametru interior de 0,9 m, folosindu-se 8 buc. bolţari la un rînd şi 5 rînduri de bolţari la un metru de rostogol. În cazul folosirii bolţarilor tip II, se realizează un diametru interior al rostogolului de 1,2 m, pentru care sînt necesare 12 buc. bolţari la un rînd şi 4 rînduri de bolţari la un metru de rostogol. Rezultă că, în cazul rostogolurilor cu diametrul de 0,9 m, consumul de bolţari este de 40 buc./m, iar în cazul rostogolurilor cu diametrul de 1,2 m, consumul de bolţari este de 48 buc./m.

Fig. 5. — Maşină de torcretat cu acţiunea discontinuă folosită la experimentările semiindustriale.

Bolţarii se aşază în aşa fel încît rosturile dintre bolţarii unui rînd să cadă în mijlocul bolţarilor din rîndul următor. Zidăria bolţarilor se face uscat, legarea elementelor între ele realizîndu-se cu ajutorul unor cuie de lemn care se introduc în găurile practicate în acest scop în bolţari. În felul acesta cu ajutorul a patru cuie de lemn (două sus şi două jos), un bolţar este legat cu încă patru bolţari în zidăria rostogolului. Cuiele se confecţionează la atelierul de tîmplărie al minei, din scîndură de stejar de 1", cu o productivitate de circa 300 buc/schimb. Dimensiunile sînt, în general de 25 mm diametru şi 200 mm lungime. Consumul de cuie pe metrul de rostogol este de 80 buc. la bolţarii tip I şi de 90 buc. la bolţarii tip II.

Analizele tehnico-economice comparative au scos în evidenţă economicitatea construirii rostogolurilor din bolţari prefabricaţi, în raport cu alte materiale. Considerînd costurile unitare directe ale construirii rostogolului cu bolţari tip I egal cu 100, celelalte moduri de susţinere — pentru secţiuni utile similare — sînt mai scumpe.

Construirea rostogolurilor din bolţari tip II este, de asemenea, mai ieftină — pentru secţiuni utile similare — decît alte materiale de susţinere.

În ceea ce priveşte economisirea lemnului de mină, considerat dintr-un anume punct de vedere ca un material deficitar, reducerea reprezintă, la nivelul Trustului minier Baia-Mare, aproximativ de 16—25%, dacă se calculează cu un consum specific de 0,55—0,77 m³/m rostogol susţinut în lemn.

Pe lîngă aceste avantaje directe, mai rezultă şi o serie de avantaje în unele locuri destul de importante, cum sînt: reducerea surselor de viciere a aerului de mină, manipularea relativ mai uşoară a materialelor, transportul şi depozitarea mai economică, fără să împiedice desfăşurarea normală a celorlalte procese de lucru. În fine, susţinerea cu bolţari prefabricaţi s-a dovedit a prezenta siguranţă în exploatare, lucru care în ultima instanţă este unul din factorii cei mai importanţi.

★

În cursul anului 1962 s-a mai studiat şi posibilitatea folosirii *stîlpilor metalici la susţinerea în abatajele* de la mina Burloaia. Concluziile studiului documentar au arătat că metoda de exploatare folosită şi chiar condiţiile de zăcă-

Tabela 1

Indici obţinuţi la experimentarea susţinerii prin torcretare a puţului orb nr. 2 de la Baia-Sprie (1963)

Nr. crt.	Specificare	Unitatea de măsură	Valoarea indicelui
1	Secţiunea nominală a puţului	m^2	12,0
2	Perimetrul puţului	m	14,0
3	Adîncimea torcretată	m	15,5
4	Suprafaţa torcretată	m^2	210,0
5	Grosimea torcretului	cm	10—15
6	Dimensiunea ochiurilor plasei din sîrmă de 2,5 mm	mm	50×50
7	Materiale consumate :		
	a) ciment ;	kg	12.000
	b) pietriş (cu granulaţia de la 0—10 mm) ;	m^3	30
	c) plasă din sîrmă de 2,5 mm	m^2	196
8	Dozajul cimentului în beton	kg/m^3	400
9	Raportul apă/ciment	—	0,35—0,45
10	Consum specific de beton pe metru patrat de susţinere	m^3/m^2	0,125
11	Idem pe metru de puţ susţinut	m^3/m	17,5
12	Ricoşeu realizat	%	12—13
13	Durata lucrării	schimburi	18
14	Manoperă consumată la susţinere	posturi	103
15	Timpul de funcţionare a maşinii	ore	45

mînt de la mina Burloaia nu fac posibilă utilizarea acestui tip de susţinere.

Cercetarea privind folosirea stîlpilor metalici în abataje va redeveni probabil actuală în cazul trecerii la exploatarea prin metode descendente la mina Şuior.

Tot în cursul anului 1962 s-au studiat posibilităţile de folosire a *susţinerii galeriilor cu arce metalice din profile tip TH.*

Din punct de vedere economic s-a stabilit imediat rentabilitatea folosirii susţinerii cu arce metalice în raport cu susţinerile din lemn din beton monolit şi din prefabricate de beton armat.

În condiţii similare de rocă, această susţinere este însă mai scumpă decît susţinerea ancorată, torcretarea şi susţinerea cu bolţari de carieră zidiţi cu mortar de ciment, şi este aproximativ la acelaşi nivel al preţului de cost cu susţinerea din bolţari prefabricaţi din beton.

Susţinerea cu cadre metalice a fost experimentată cu succes la majoritatea minelor din cadrul trustului precum şi la unele şantiere ale intreprinderii de explorări, folosindu-se tipurile TH-2, TH-3 şi TH-4.

În anul 1963 s-au montat relativ puţine armături de acest fel, epuizîndu-se restanţele din stocul anului precedent. Extinderea susţinerii metalice este frînată numai de dificultatea obţinerii repartiţiei pentru acestea.

Armăturile metalice se montează uşor, nu sînt prea grele, se pot recupera cu pierderi minime în condiţiile minelor noastre, singura limitare a întrebuinţării lor, din punct de vedere tehnico-minier, constituind-o prezenţa apelor acidulate.

Cu privire la armăturile metalice, se mai pune problema fabricării lor la dimensiuni care să fie în concordanţă cu secţiunile utile prevăzute în indicatoarele de deviz C.M.

★

Un ultim tip de susţinere a galeriilor, rampelor şi altor camere subterane, experimentat cu succes în 1962 şi 1963 la Trustul minier Baia-

Fig. 6. — Torcretare pe plasă de sîrmă.

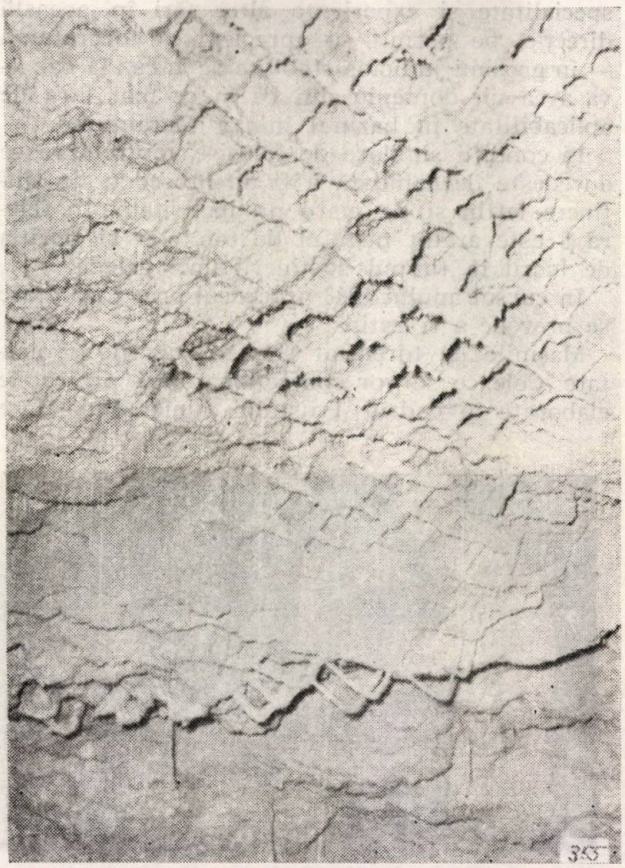


Fig. 7. — Tocretare pe plasă de sîrmă (detaliu).

Mare, este *susținerea cu mortar sprițuit (torcretarea).*

La experimentarea susținerii prin torcretare, Sectorul de cercetări miniere Baia-Mare a folosit două tipuri de mașini de torcretat: mașina cu acțiune discontinuă și mașina cu acțiune continuă. În figura 5 este arătată una din mașinile de torcretat folosită la încercările efectuate în minele din bazin.

S-au torcretat cîteva sute de metri de galerii, în roci de diferite durități, unele alterate prin caolinizare, galerii de diferite secțiuni, de la 4,40 m² pînă la peste 20 m², folosindu-se grosimi de torcret de 1, 2, 3, 5, 10 și 15 cm.

De asemenea s-a combinat torcretarea cu ancorarea simplă, torcretarea cu ancorarea și montarea inițială a unor plase din sîrmă de diferite dimensiuni, și s-au făcut și torcretări pe plase de sîrmă prinse direct pe pereții lucrărilor miniere, fără ancore (fig. 6 și 7).

Cu caracter informativ s-au executat și izolări la diguri de aeraj, la uși de aeraj, izolări ale unor zone cu suflaiuri de bioxid de carbon etc.

Rezultatele obținute au confirmat întrutotul mențiunile literaturii de specialitate din alte țări care folosesc acest sistem de susținere.

În ceea ce privește torcretarea, bineînțeles că de abia peste cîțiva ani se va putea demonstra în mod practic și definitiv previziunile asupra duratei de serviciu; însă datele literaturii de specialitate și experiența altor țări în această direcție, ne permit să apreciem că torcretarea — în grosimi judicios stabilite de la caz la caz — va avea un domeniu din ce în ce mai larg de aplicabilitate în bazinul minier Maramureș.

În condiții similare de folosire, torcretarea se dovedește deocamdată a fi un procedeu de susținere ieftin și de mare productivitate. În figura 8 este arătat pistolul de torcretat și poziția de lucru în timpul susținerii unei galerii.

În cursul anului 1963 procedeul prin torcretare se prevede a fi extins.

Mașinile de torcretat sînt în curs de proiectare. Cele ce se vor confecționa după proiectele elaborate în cadrul Trustului minier Baia-Mare sînt îmbunătățite față de tipurile experimentate în anul trecut.

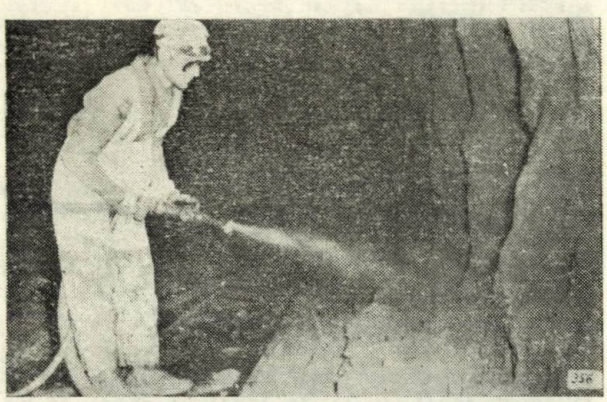


Fig. 8. — Poziția de lucru în timpul torcretării unei galerii.

În cadrul extinderii acestui sistem de susținere, în anul 1963 deja s-a torcretat parțial un puț la Baia-Sprie. Subliniem că folosirea torcretării la susținerea puțurilor se practică pentru prima dată în țară.

La mina Valea Roșie se torcretează rampe de puț, rampe de personal etc. De asemenea s-a torcretat experimental o porțiune din tunelul în curs de săpare între Baia-Sprie și Șuior.

La Baia-Sprie urmează a se mai torcreta canalul pentru cabluri de la noua sală a mașinii de extracție executată la puțul orb nr. 2.

Cele două mașini de torcretat, confecționate la Trustul minier Baia-Mare în cursul anului 1963, au fost construite pentru a fi folosite atît ca mașini de torcretat, cît și ca pompe de beton. Una din aceste mașini se montează acum ca pompă de beton pentru susținerea unui suitor de aeraj la Baia-Sprie.

Pentru orientarea în linii mari, redăm cîțiva indici realizați în cursul anului 1962.

Astfel, la o grosime de torcret de 10 cm, lucrînd cu o echipă de 7—8 oameni, la o galerie cu secțiunea de săpare 7,1 m², s-au susținut 3 m de galerie pe schimb cu mașina cu acțiune discontinuă și 6 m pe schimb cu mașina cu acțiune continuă. Menționăm că în cursul anului 1963 indicii tehnico-economici obținuți au fost îmbunătățiți.

Prezintă, de asemenea, interes și unele date obținute la torcretarea puțului orb nr. 2 de la Baia-Sprie.

Conform proiectului, acest puț trebuie susținut în lemn. Înainte de începerea experimentării susținerii prin torcretare, productivitatea armării în lemn era cu mult sub plan. Prin aplicarea procedeului de torcretare, productivitatea muncii la operația de susținere a crescut cu 4% peste plan, cu toate că din cauza unor dificultăți neprevăzute, aparatul de torcretat a fost folosit în medie numai 36,4% din fondul de timp de lucru al schimbului.

Viteza de susținere a crescut, de asemenea, apreciabil. Astfel, înainte de torcretare, realizarea lunară a fost de 6 m de puț săpat și armat. În urma aplicării torcretării, viteza lunară a susținerii a crescut la 16 m; de notat că experimentarea a durat numai trei săptămîni. Rezultă astfel că în ipoteza adaptării acestui procedeu, numai datorită influenței schimbării procedeului de susținere, viteza lunară medie de săpare poate crește și ea sensibil.

Rolul torcretului este de a înlocui susținerea din lemn de stejar a pereților puțului, rămînînd numai grinzile pentru poduri și compartimentare. În acest fel, economia de lemn și cherestea de stejar este de circa 60% în raport cu prevederile de deviz. Prețul de cost al susținerii a scăzut cu peste 20%, economisindu-se circa 500 lei/m de susținere.

Tabela 2

Principalele condiţii de aplicabilitate ale unor tipuri de susţinere pentru lucrări miniere orizontale (galerii) la minele Trustului minier Baia-Mare

Condiţii de aplicabilitate	GSL-S		GSIB-1	GSB-1	GSZ-1	Susţinere cu beton monolit		PBA	Ancore	GSF (CF)	GSF (TH) [1]	Torcret în grosimi		
	desis	cimp				manual	pompat					5 cm	10 cm	15 cm
Roci stratificate (şisturi sau roci cu plane mari de stratificaţie)	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da
Rocă alterabilă cu intercalaţii caolinoase sau fisuri umplute cu caolină	da	da	da	da	da	da	da	da	nu	da	da	da	da	da
Roci frămîntate (fracturate, cu blocuri mari sau mici, care au tendinţa de autocopturire ulterioară)	da	da	da	da	da	da	da	da	nu	da	da	da	da	da
Rearmare (susţinerea iniţială fiind din lemn)	da	da	da	da	da	da	da	da	nu	da	da	nu	nu[5])	da
Redeschideri la galerii vechi	da	da	da	da	da	da	da	da	nu	da	da	nu	nu[5])	da
Viituri de apă acidulată	da	da	nu	da	da	da	da	da	nu	nu	nu	nu	nu	nu
Viituri de apă obişnuită	da	da	nu	da	da	da	da	da	nu	nu	nu	nu	da[2])	da[2])
Infiltraţii uşoare de apă acidulată	da	da	nu	da	da	da	da	da	nu	nu	nu	da[3])	da[3])	da[3])
Presiuni dinamice	da	da	da	da[4])	da[4])	da	da	da[4])	depinde	da	da	nu	nu	nu
Susţinere provizorie (sub 4 ani)	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da	da
Susţinere definitivă	nu	nu	da	da	da	da	da	da	nu	da	da	da	da	da
Susţinere recuperabilă	nu	nu	nu	nu	nu	nu	nu	nu	nu	da	da	nu	nu	nu

Notă;
1) necesită derogare de la NTS pentru majoritatea secţiunilor tipizate;
2) numai cu plasă de sîrmă şi cu ciment RIM cu priză rapidă, sau cu acceleratoare de priză;
3) numai cu ciment RIM, cu priză rapidă, sau cu acceleratoare de priză;
4) urmează a analiza cauza şi direcţia presiunii care pot elimina tipul de susţinere din discuţie;
5) în cazul aplicării unui strat de torcret de 10 cm pe plasă de sîrmă, se poate utiliza şi la lucrări de rearmări ori de redeschideri;
Datele din coloanele 6, 7 şi 11 se referă la lucrări în roci semitari, restul în roci relativ tari.
Şi noţiunile de lucrări au următoarele semnificaţii:
GSL — galerie simplă susţinută cu lemn;
GSIB — galerie simplă susţinută cu inele de bolţari din beton;
GSB — galerie simplă susţinută cu bolţari din beton;
GSZ — galerie simplă susţinută cu zidărie din piatră de carieră;
PBA — galerie simplă susţinută cu cadre prefabricate din beton armat;
GSF — galerie simplă susţinută cu arce de fier;
CF — profil de şină de cale ferată, sau asemănătoare;
TH — profil special.

Ceilalţi indici tehnici, rezultaţi din experimentare, sînt prezentaţi în tabela 1. În productivitatea realizată, de circa 2 m²/post, respectiv în consumul de manoperă menţionat în tabelă, s-a inclus şi timpul necesar executării găurilor în care s-au montat cepurile de lemn pentru prinderea de perete a plasei de sîrmă. Lungimea acestor găuri este de circa 10—15 cm. Roca străbătută de puţ este un andezit de categoria II, a—II, b, după clasificarea folosită în bazin, respectiv un andezit cu coeficientul Protodiakonov f = circa 14.

Experimentările vor fi continuate şi la alte lucrări similare.

*

Din cele expuse reiese că în domeniul susţinerii lucrărilor miniere, colectivele Trustului minier Baia-Mare au realizat progrese simţitoare în ultimii ani.

S-au experimentat procedee noi şi materiale noi de susţinere pentru lucrările miniere din Regiunea Maramureş.

Experienţa cîştigată la minele Trustului Baia-Mare în ultimii ani a permis să se tragă o serie de concluzii în ceea ce priveşte domeniul de aplicabilitate al diverselor tipuri de susţinere. Aceste date au fost sintetizate în tabela 2.

Pe baza acestor date în linii mari se poate opinia că domeniul cel mai vast de aplicabilitate, *din punct de vedere tehnico-minier*, îl au susţinerea cu bolţari prefabricaţi din beton şi susţinerea cu bolţari din andezit de carieră, după care urmează betonul monolit pus în operă manual sau pompat, prefabricatele din beton armat, urmate de betonul şpriţuit, apoi susţinerea metalică tip TH şi CF şi susţinerea ancorată.

Din punct de vedere economic, în condiţii comparabile de aplicabilitate, mai ieftină se prezintă susţinerea prin torcretare, urmată de ancorare, apoi susţinerea cu bolţari de carieră, armăturile metalice tip TH, susţinerea cu bolţari din beton prefabricat, armăturile din prefabricate de beton armat, apoi betonul monolit şi susţinerea cu cadre metalice tip CF.

Un loc dezavantajos îi revine lemnului datorită duratei sale de serviciu foarte redus.

Aprecierile de mai sus au fost făcute plecînd de la prețurile valabile în 1962.

Din punctul de vedere al productivității muncii, primul loc îl deține torcretarea și betonul sprițuit, apoi betonul pompat, urmate de armăturile metalice tip TH, ancore, susținerea cu bolțari din beton, apoi bolțarii de carieră, prefabricatele din beton armat, susținerea metalică cu cadre tip CF și betonul monolit pus în operă manual.

În concluzie, rezultă că în general sînt create condiții ca lemnul de mină să fie utilizat mai rațional și valorificat la nivelul ponderii sale reale în economia națională pe de o parte, iar pe de altă parte, că o mărire substanțială a productivității muncii la susținerea lucrărilor miniere și reducerea prețului de cost al acestora stau la îndemîna majorității exploatărilor miniere de minereuri neferoase, întrucît măsurile expuse pot fi realizate fără greutăți deosebite.

În același timp însă, mai trebuie asigurată o serie de condiții nu mai puțin importante.

Astfel, apreciem ca necesară organizarea confecționării centralizate a ancorelor metalice, ceea ce ar conduce la prețuri de cost mai scăzute ale acestora și ca atare, corespunzătoare valorii lor reale. Se apreciază, de asemenea, ca necesară organizarea în cadrul sectorului minier a unei unități proprii pentru fabricarea elementelor de susținere din beton, a bolțarilor pentru galerii, a bolțarilor folosiți la construirea rostogolurilor și al prefabricatelor din beton armat, asigurînd astfel atît acoperirea ritmică și promptă a cerințelor, cît și prețuri de cost mai reduse.

La nivelul întreprinderilor este necesară popularizarea mai largă a realizărilor privitoare la introducerea tehnologiilor noi de lucru în domeniul susținerii miniere, precum și intensificarea preocupărilor de a se crea condiții ca, în mod practic, tehnicianul care conduce operativ procesul de producție, să aibă la îndemînă mai multe metode și materiale de susținere, spre a putea lua cea mai adecvată hotărîre.

De aceea, considerăm că schimburile de experiență între minele aceleiași exploatări miniere, ca și între exploatările aceluiași trust, precum și între trusturi, pot contribui substanțial la aplicarea noilor metode de lucru și la perfecționarea celor curente.

Betonul torcretat, o nouă metodă de susţinere şi de hidroizolare a construcţiilor din subteran

II

Ing. P. Zămîrcă, ing.. H. Schmidt şi ing. Ritta Amărăscu

I. Tehnologia susţinerii cu beton torcretat, în subteran

În subteran betonul torcretat se aplică sub formă de :

— susţinere provizorie portantă ;

— susţinere auxiliară de înaintare în roci cu copturi friabile sau neconsolidate ;

— susţinere definitivă, eliminîndu-se în întregime folosirea lemnului.

În cazul susţinerii provizorii, betonul torcretat se foloseşte fie imediat după operaţiile de puşcare sau încărcare, fie la o distanţă de la frontul de lucru, determinată de condiţiile rocilor, torcretarea făcîndu-se după îndepărtarea copturilor, sub formă de plombe în colţuri, fisuri sau crăpături, spre a se evita desprinderea altor copturi. În continuare, procedeul de lucru se orientează după natura rocilor care poate pretinde combinarea susţinerii prin torcretare cu armături de oţel, constînd din plase, grătare, ancore şi chiar arce (fig. 1).

În cazul cînd roca este compactă şi prezintă numai copturi, fără să aibă tendinţă de umflare, operaţia de puşcare poate fi reluată imediat după aplicarea plombelor şi încărcarea materialului puşcat. Dacă roca este mai puternic fisurată, sub presiune, sau cu tendinţă de umflare, poate interveni necesitatea de a aplica armăturile de oţel mai sus-amintite, chiar înainte de încărcarea materialului.

Ca mijloc auxiliar de susţinere la înaintarea în roci neconsolidate, betonul torcretat poate fi aplicat chiar şi în locul folosirii palplanşelor, potrivit procedeului Brunner, în care caz săparea se execută în reprize mici, prin torcretarea imediată a suprafeţelor dezvelite (fig. 2).

La aplicarea betonului torcretat ca susţinere definitivă, nu este nevoie de cofraje, el putînd fi proiectat deodată în straturi de cîţiva centimetri, în funcţie de condiţiile rocii.

Datorită calităţii şi proprietăţilor superioare ale betonului torcretat, grosimea acestuia poate fi redusă la aproximativ jumătate din grosimea teoretică a susţinerii în beton cofrat.

Ca susţinere definitivă, acest beton se aplică nearmat, armat, sau în combinaţie cu ancore, şi în general în grosimi mai mari decît la susţinerea provizorie.

Obţinerea unor rezultate satisfăcătoare cu această metodă de susţinere reclamă deci o anumită experienţă privitoare la aplicarea şi adaptarea la condiţiile locale a combinaţiei celei mai corespunzătoare.

Fig. 1. Torcretarea unei galerii armate cu grilaj de oţel, săpată în rocă foarte friabilă.

În toate cazurile în care pe lîngă presiunea statică se manifestă şi presiunea dinamică, susţinerea definitivă în beton torcretat, ca şi cea în beton cofrat, nu este aplicabilă, indiferent dacă este armat sau nearmat cu oţel. Din acest motiv, domeniul de aplicare a acestui beton ca susţinere definitivă poate cuprinde numai acele lucrări, unde nu intervin presiuni dinamice cauzate de exploatarea zăcămîntului, adică acolo unde datorită unei susţineri rigide, cu toată declanşarea presiunii, roca nu intră în mişcare.

Fig. 2. Aplicarea susţinerii din beton, imediat după puşcare, după metoda Brunner.

Sedimentarea orizontală a rocii, însoţită de crăpături verticale sau neuniform distribuite, condiţionează un profil de săpare, potrivit figurii 3, iar în cazul cînd roca nu este puternic deranjată sau distrusă, este suficient să se aplice numai plombe, în adînciturі şi crăpături.

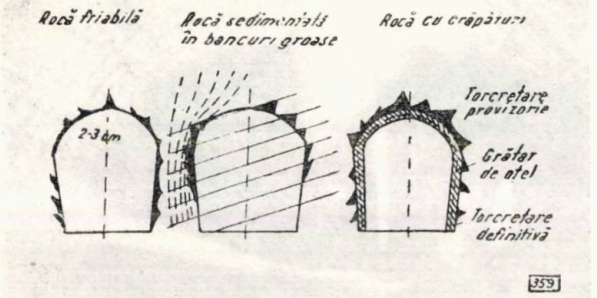


Fig. 3. Profile de galerie corespunzătoare pentru susţinerea în beton torcretat (după E. Rotter).

Profilele de galerii înalte sau înguste, cu boltă turtită şi pereţi verticali — de exemplu ca cele reprezentate în figura 4 — nu se pretează pentru susţinerea în beton torcretat.

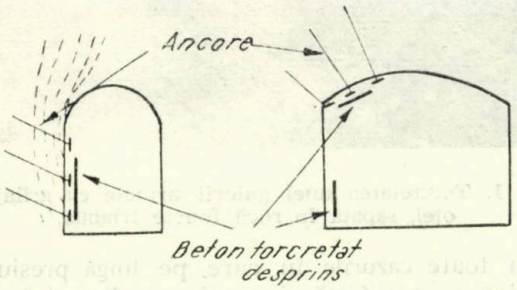


Fig. 4. Profile de galerie necorespunzătoare pentru susţinere în beton torcretat (după E. Rotter).

De asemenea, acest fel de beton poate fi folosit cu succes şi la susţinerea puţurilor, cu condiţia însă ca secţiunea acestora să fie de formă circulară sau eliptică.

Adaptarea la condiţiile locale se realizează prin:

— aplicarea unui profil corespunzător pentru excavaţia de susţinut şi prin dimensionarea potrivită a grosimii betonului;

— combinaţia cu armături de oţel în număr şi de formă corespunzătoare;

— sporirea sau micşorarea dozajului de ciment în vederea realizării unei rezistenţe corespunzătoare a betonului.

Înainte de începerea betonării, şi potrivit caracteristicilor rocilor respective, suprafeţele construcţiei miniere, care urmează să fie susţinute, trebuie curăţate cu ajutorul unui jet puternic de apă sau de aer comprimat. După aceea se introduc armăturile de oţel, constînd din plasă obişnuită de sîrmă sau — dacă se aşteaptă presiuni mai mari — din grătare mai rezistente.

În roci supuse la presiuni mari se aplică în plus susţinerea prin ancorare, precum şi arce de oţel care, în anumite cazuri, pot fi recuperate.

Referitor la armarea cu plase şi grătare de oţel, se recomandă ca acestea să fie fixate prin ancore, deoarece numai în acest fel ele îşi pot îndeplini pe deplin sarcina de susţinere suplimentară, asigurînd totodată şi aderenţa betonului pe suprafaţa de torcretat.

Ancorarea armăturilor este necesară şi din cauză că împletiturile de oţel, în special cele de sîrmă subţire, au tendinţa să vibreze la aplicarea betonului torcretat, astfel încît la început, pînă la formarea unui pat de beton, aderenţa acestuia este oarecum îngreuiată.

Dintre diferitele ancore, acelea de tip Perfo se pretează în mod deosebit spre a fi combinate cu susţinerea prin beton torcretat. Potrivit metodei Perfo se umplu doi semicilindri confecţionaţi din tablă de oţel perforată, cu un mortar de ciment de plasticitate redusă, care se asamblează apoi pe generatoare, legîndu-le împreună cu sîrmă subţire şi introducîndu-le în gaura de ancorare. Dozajul mortarului este de 1:1 sau 1:2. La operaţia din urmă, este important ca introducerea tubului perforat să se facă pînă în fundul găurii, spre a se evita formarea pernelor de aer. După aceea tija ancorei, confecţionată din oţel-beton comercial şi prevăzută cu filet la capătul ei inferior, este bătută cu ajutorul unui ciocan pneumatic, astfel încît mortarul din tubul Perfo străbate prin perforaţiile lui şi umple în aşa măsură gaura de ancorare, încît aceasta din urmă este îngropată pe toată lungimea ei în patul de mortar.

După ce s-a introdus armătura metalică, se aplică betonul torcretat, iar dacă aceasta constă numai din plasă de sîrmă, marginile ei se fixează mai întîi printr-un tiv de beton, pentru evitarea vibraţiei, torcretîndu-se în continuare şi suprafeţele interioare ale plasei.

Adaosul de accelerator de priză se dozează în limitele necesare (3—7% din greutatea dozajului de ciment), astfel ca învelişul de beton să se întărească în aşa măsură în timpul operaţiilor de încărcare şi de perforare, încît el să

reziste fără să se desprindă la solicitările cauzate de lucrările ulterioare de puşcare. Armăturile din grătare sau plase de sîrmă înlesnesc aderenţa betonului torcretat şi este deci recomandabil ca ele să fie folosite şi în cazul cînd nu ar fi neapărat necesare din considerente de ordin static. O armare suplimentară în oţel, chiar dacă constă numai dintr-o plasă de sîrmă, devine de prisos numai în cazul cînd roca permite ca susţinerea să se efectueze la o distanţă mai mare în spatele frontului de lucru. În asemenea condiţii este de obicei suficient să se torcreteze colţurile profilului de săpare care ies în relief, lăsîndu-se restul profilului fără susţinere.

În mod obişnuit, amestecul pentru betonul torcretat, constînd din pietriş-nisip-ciment, se face în instalaţiile de la suprafaţă, unde se încarcă în vagonete, transportîndu-l pe urmă la construcţiile din subteran. La încărcare se recomandă ca amestecul să fie trecut printr-un ciur, pentru eliminarea grăunţelor mai mari, care pot înfunda maşina de torcretat, conducta de transport şi duzele, sau pot cauza deranjamente de altă natură.

Maşina de torcretat se amplasează în apropierea frontului de lucru şi se alimentează direct din vagonete sau cu ajutorul unei benzi intermediare de transport. La maşină, amestecul este din nou ciuruit deoarece se pot produce deranjamente de funcţionare, datorite fie sortării insuficiente la suprafaţă, fie crustelor de ciment, care se formează în betonieră ca urmare a amestecului agregatelor în stare uscată. După această a doua ciuruire se adaugă şi acceleratorul de priză, prin acţiunea căruia se iniţiază fenomenul de priză rapidă, a cărui fază finală începe însă numai după adăugarea apei în duza de proiectare şi care trebuie să se termine imediat după aplicarea betonului pe suprafaţa de torcretat.

Mai simplu decît intercalarea unei benzi de transport şi repetarea ciuruirii se prezintă transportul amestecului în vagonete închise, prevăzute în interior cu cîte un melc de amestecare, după cum s-a propus recent ca inovaţie în cadrul Trustului minier Baia-Mare. Potrivit acestei propuneri, prin ridicarea unuia dintre trenurile de roţi şi adaptarea unui melc transportor demontabil ca prelungire a melcului interior, amestecul din vagonet poate fi dirijat direct la pîlnia maşinii de torcretat. Ambii melci sînt antrenaţi cu ajutorul unui electromotor, montat direct pe rama vagonetului.

Amestecul realizat în betonieră şi compus numai din agregate solide conţine prea puţină apă ca să poată face priză. Amestecul rămîne astfel poaspăt * timp îndelungat şi poate fi transportat pe distanţe mari, fără să se separe în componentele lui. Nisipul şi pietrişul folosit trebuie să aibă o umiditate naturală (3—4% apă), deoarece un amestec complet uscat nu poate primi umiditatea necesară la trecerea prin duză, fiind astfel impropriu pentru pregătirea betonului torcretat. După adăugarea acceleratorului de priză, amestecul este dirijat de maşină către duză. Cu toate că se fabrică ţevi cu cuplare rapidă pentru conductele de transportat beton, asemănătoare celor pentru rambleul pneumatic, în practică se evită folosirea acestor ţevi, avînd în vedere că eventualele înfundări, provocate de acceleratorul de priză, sînt foarte greu de înlăturat. Dimpotrivă, folosirea furtunurilor de cauciuc cu inserţii de textile prezintă avantajul flexibilităţii, datorită căreia asemenea deranjamente se lichidează cu uşurinţă.

După cum s-a amintit mai sus, la aplicarea betonului torcretat rezultă pierderi prin ricoşare de 15—25%, care trebuie îndepărtate întrucît materialul respectiv nu poate fi refolosit decît în anumite condiţii.

Fenomenul de ricoşare se produce totdeauna cînd un grăunte de pietriş sau nisip este proiectat pe patul existent de beton şi loveşte un grăunte de aceeaşi mărime sau mai mare. Pe măsură însă ce patul de beton se îngroaşă, ricoşeul devine din ce în ce mai neînsemnat.

Pe de altă parte, cantitatea materialului ricoşat este mai mare dacă în loc de plasă de sîrmă se folosesc grătare, în plus, şi arce de oţel şi de asemenea, dacă betonul se aplică în straturi de grosime mică. În cazul grosimilor de 20—30 cm, care cu ajutorul maşinilor moderne se pot aplica într-o singură repriză, cantitatea de beton ricoşat este mult mai redusă.

La contactul betonului cu roca se produce, în decursul torcretării, un fel de autosortare a granulaţiei, fenomen care are o influenţă favorabilă asupra calităţii lui. La începutul proiectării amestecului, suportul acestuia respinge mai întîi majoritatea materialului pe care-l primeşte, şi anume atîta timp cît nu se formează un pat moale, destul de gros, capabil să reţină granulaţia respectivă. Particulele fine nu sînt respinse ci se lipesc, astfel că la început patul de beton se formează aproape numai din această granulaţie.

Prin proiectarea neîntreruptă a materialului din maşină, particulele amestecului intră din ce în ce mai adînc în grosimea crescîndă a patului de beton, astfel că acesta capătă o structură omogenă, ceea ce îi sporeşte rezistenţa şi impermeabilitatea.

Cantitatea de material ricoşat depinde şi de direcţia în care se proiectează betonul şi este mai mare la aplicarea pe tavan, decît la aceea pe pereţi. De asemenea efectul de ricoşare depinde şi de depărtarea duzei, precum şi de unghiul de proiectare, după cum reiese din figura 5. Dacă depărtarea duzei este prea mică, particulele se împrăştie lateral, ceea ce cauzează sporirea cantităţii de material ricoşat. În

* Amestec proaspăt = beton proaspăt (notat pe scurt cu BP), în care agregatele au umiditatea naturală.

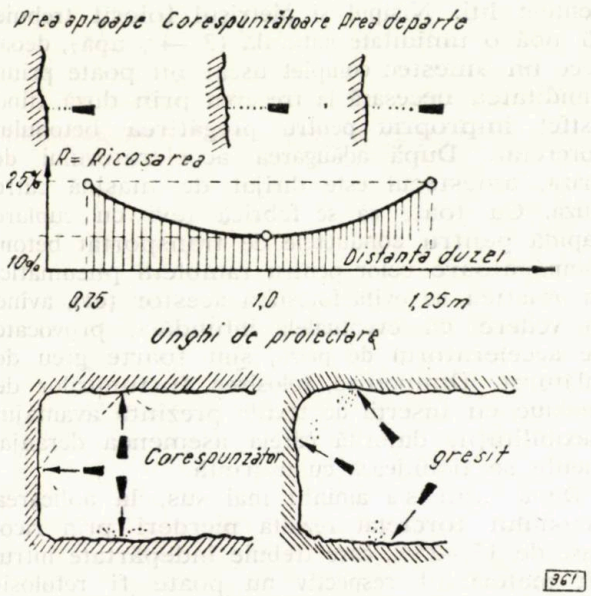


Fig. 5. Distanța duzei de la frontul de torcretare și unghiul de proiectare (după O. Drögsler).

schimb, dacă depărtarea duzei este corespunzătoare, efectul de ricoșare scade imediat, mărindu-se din nou o dată cu creșterea acestei depărtări.

Prin unghi de proiectare se înțelege acel unghi sub care jetul amestecului lovește suprafața de aplicare a betonului. Acest unghi trebuie să fie pe cît posibil de 90°, întrucît în această poziție a duzei se produce cel mai mic efect de ricoșare.

În consecință, rezultă că mărimea pierderilor prin ricoșare depinde în mare măsură de gradul de calificare și de îndemînarea muncitorului care conduce duza, fapt ce poate fi considerat ca un dezavantaj față de betonul cofrat.

Mărimea cantității ricoșate de beton depinde apoi și de natura pietrișului (fiind mai mic la pietrișul rotund de rîu și mai mare la pietrișul cu muchii ascuțite sau la materialul concasat), precum și de curba granulometrică a betonului, de marca cimentului și de proporția acestuia în amestec. De asemenea, dacă cimentul este vechi sau dacă adaosul de accelerator de priză este insuficient sau nu corespunde cimentului folosit, pierderile prin ricoșare se măresc.

Creșterea pierderilor la peste 25% din materialul introdus în mașină denotă fie o compoziție necorespunzătoare a amestecului de beton fie o manipulare greșită a duzei.

De mare importanță la aplicarea susținerii din beton torcretat este și conținutul de praf fin în amestec — adică granulația de sub 0,1 mm — datorită căreia pot interveni îmbolnăviri prin silicoză. Din acest motiv, nisipurile cuarțoase trebuie în prealabil desprăfuite sau spălate.

În general, grosimea susținerii din beton torcretat poate fi redusă pînă la o anumită limită, cu atît mai mult cu cît acesta este aplicat mai repede după terminarea lucrărilor de spălare.

Grosimea betonului torcretat, în mod practic se stabilește prin apreciere sau comparativ cu alte lucrări executate. În această privință E. Rotter indică următoarele date obținute în practică, cu observația că în cazuri speciale ele pot fi mărite sau micșorate cu 20%, în funcție de mărimea profilului (tabela 1).

Tabela 1

Grosimea susținerii din beton torcretat în diferite categorii de roci

Roca	Aplicarea susținerii prin torcretare	Grosimea betonului torcretat, cm
Tare și compactă	după cîțiva ani	—
Compactă, dar cu tendința de a se forma copturi	după cîteva zile, sau săptămîni	3—5 cm
Friabilă	după cîteva ore	5—10 cm, eventual cu armături de oțel
Foarte friabilă	după cîteva minute	10—20 cm, cu armături de oțel
Neconsolidată	imediat	20—30 cm, cu armături de oțel

Una dintre problemele importante care intervin la aplicarea susținerii din beton torcretat, o constituie executarea în grosime uniformă a învelișului de beton pe toată periferia profilului, dat fiind că la această metodă de susținere nu se folosesc cofraje, iar stabilirea ulterioară a grosimii este destul de dificilă. În acest scop, înainte de începerea proiectării amestecului, se fixează știfturi în rocă, care ies în relief atît cît trebuie să fie grosimea betonului. În această operație se folosesc în general cuie obișnuite. Dacă se întîmplă dificultăți la fixarea lor, de exemplu în rocă foarte dură, cuiele de distanță se lipesc cu ajutorul unui mortar cu priză rapidă sau se fixează cu găluști de mortar, aplicate pe pereți. În lipsa acestor mijloace auxiliare, s-ar putea ca unele părți în relief să primească numai un strat subțire de beton, ceea ce poate constitui cauza distrugerii premature a susținerii.

Precum s-a menționat și în cele precedente, betonul torcretat, pe lîngă susținerea provizorie sau definitivă a construcțiilor din subteran, asigură simultan și impermeabilitatea acestora față de infiltrațiile de apă.

Forța cu care este proiectat betonul pe pereții și bolta galeriilor, la care se asociază și efectul de etanșare a diferitelor adaose speciale, asigură în sine un înveliș etanș față de infiltrațiile de debit redus și fără presiune.

În cazul debitelor mai puternice de apă și a infiltrațiilor difuze, se recurge la preetanșarea lor. În Elveția de pildă fisurile, rosturile și alte discontinuități ale rocii se etanșează cu un mortar, la care se amestecă adaosul special tip Sika-2 sau Sika-4a, iar ivirile se asamblează și se drenează prin mai multe conducte scurte cu diametrul de 3/4 — 1½", apoi se torcretează

un prim strat de beton, avînd granulaţia maximă de 8 mm şi un dozaj ridicat de ciment, la care se adaugă şi un accelerator de priză tip Sigunit special (2—4 kg la 100 kg ciment).

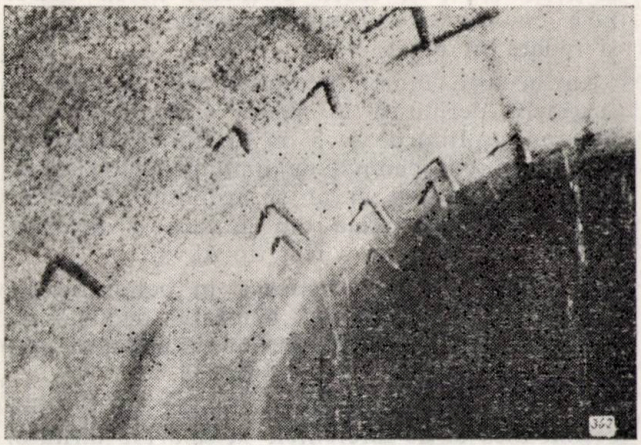


Fig. 6. Drenarea prin preetanşare şi conducte scurte de 1″ diametru.

Printr-o grosime de 3 cm a acestui prim strat, închiderea apelor este de obicei realizată (fig. 6). Eventuala armătură metalică, constînd din plasă de sîrmă, necesitată de susţinere, se fixează peste acest strat de etanşare, după care se continuă torcretarea cu $\phi > 8$ mm. Conductele scurte se îndepărtează prin şpiţuire numai după terminarea completă a operaţiilor de torcretare, iar locaşurile lor se astupă cu un mortar amestecat, de asemenea, cu adaosul special tip Sika-2 sau Sika-4a.

Această metodă de hidroizolare a fost aplicată la lucrările de recondiţionare — impermeabilizare ale marelui tunel Albula din Elveţia, cu rezultatul, că după terminarea lucrărilor, apele s-au scurs exclusiv prin rigolele de drenare, iar bolta şi pereţii devenind perfect uscaţi au permis introducerea transportului electric pe acest tunel.

În cazul ivirilor mai puternice de apă şi cu presiuni ridicate, se aplică metoda drenării prin furtun (Schlauchverfahren). Potrivit acestei metode se fixează pe locul de emergenţă sau pe locul unde se asamblează mai multe iviri, un furtun de cauciuc, prin care apa are posibilitatea să se scurgă. Furtunul se înveleşte (manual) cu un strat de mortar, din ciment Portland, amestecat cu un adaos de accelerator de priză tip Sika-2 sau Sika-4a. Pe măsură ce mortarul prizează, furtunul este tras afară, apa scurgîndu-se pe canalul circular care se formează în interiorul învelişului de mortar.

Operaţia se continuă pînă ce apa este dusă spre o rigolă de scurgere, sau un alt punct de evacuare. Se recomandă, ca în apropierea portalelor, canalul rezultat să fie îngropat în beton sau în rocă, spre a preveni îngheţarea apei.

Muncitorii care lucrează la o astfel de drenare trebuie să se acomodeze condiţiilor de temperatură, ritmului de lucru şi tipului de ciment şi de accelerator, în aşa fel încît mortarul preparat şi aplicat manual, să facă priză în timp util, nici prea încet, dar nici prea rapid. Diametrul furtunului se alege în funcţie de debitul de apă.

II. Productivitatea şi costul susţinerii prin beton torcretat

a. Productivitatea. În cazul betonului torcretat, datorită caracteristicilor diverse ale locurilor sale de aplicare şi felului susţinerii (armată sau nearmată), productivitatea raportată la metrul pătrat de suprafaţă sau la metrul de lungime de galerie este foarte diferită. Considerînd pierderile ce intervin prin ricoşare, ca baza cea mai corespunzătoare pentru determinarea productivităţii, se prezintă cantitatea proiectată de amestec uscat al betonului.

După H. Rainer, în minele Bleiberger Bergwerks-Union (Austria), o brigadă compusă din cinci muncitori torcretează cu o maşină Aliva o cantitate de 4—7 m³/schimb amestec uscat, media realizată fiind de 5 m³/schimb de 8 ore.

Cei 5 muncitori ai brigăzii au următoarele atribuţii:

1 muncitor la betonieră;

1 muncitor la încărcarea cu lopata a maşinii de torcretat;

1 mecanic la manipularea maşinii;

1 muncitor care conduce duza;

1 ajutor la evacuarea materialului ricoşat.

Dacă se scade din productivitatea medie cota-parte de material ricoşat, rămîne aproximativ 4 m³ beton aplicat prin torcretare. Considerîndu-se o grosime medie de 5 cm a învelişului de beton, rezultă 80 m²/schimb şi brigadă, respectiv 16 m² pe muncitor şi schimb.

Această productivitate se realizează însă numai în cazul cînd lucrările secundare sînt de volum redus, adică în special la torcretarea rocilor ce au numai tendinţa de a forma copturi, care, altfel, sînt relativ destul de tari şi compacte.

Tabela 2

Productivitatea realizată la minele Bleiberger Bergwerks-Union

Felul susţinerii	Metri galerie, muncitor/schimb	Posturi prestate, metru/galerie
Beton torcretat, în grosime de 10 cm, armat cu grătare de oţel	0,335	3
Bolţari cu beton, în grosime de 20 cm	0,125	8
Susţinere în lemn, distanţa între stîlpi, 2 m	1,000	1

Fig. 7. Drenarea apei prin metoda furtunului.

În comparaţie cu alte tipuri de susţineri, s-au obţinut în aceeaşi mină următoarele productivităţi pentru un profil de săpare de 5 m², corespunzător unei suprafeţe interioare de 9 m²/m (tabela 2).

Din această comparaţie rezultă că productivitatea la susţinerea în lemn este mult mai mare, portanţa ei se situează însă cu mult înapoia acelei a betonului torcretat şi a susţinerii în bolţari de beton, în special dacă se consideră distanţa de 2 m între stîlpii cadrelor de lemn.

Productivitatea la susţinerea prin torcretare, realizată la minele Bleiberger Bergwerks-Union, se confirmă prin datele publicate de M. Maczek cu privire la mina Mitterberg (Austria), şi redate în tabela 3.

La această mină torcretarea s-a aplicat ca susţinere definitivă în galerii transversale, săpate cu profilul de 4—5 m² în filite paleozoice, friabile şi cu tendinţă de umflare, folosindu-se în cea mai mare parte şi armături auxiliare nerecuperate, constînd din grătare şi arce de oţel. Maşina folosită a fost tip Aliva.

b. Costuri. Costul susţinerii în beton torcretat, ca şi productivitatea realizată, depinde de natura şi de condiţiile locurilor de aplicare, precum şi de complexitatea susţinerii.

La examinarea costurilor trebuie să se ţină seamă însă şi de diferenţele la salariile tarifare, şi de preţurile materialelor necesare, existente în diferite ţări.

După A. Manfreda, la exploatarea minelor Steirischer Erzberg, costul pe metrul pătrat de suprafaţă torcretată, ca susţinere definitivă fără armături auxiliare, este de circa 93 şilingi austrieci, datele de betonare fiind: grosimea betonului 8 cm, ciment 300 kg/m³, accelerator de priză 4—6 kg/m³, maşina de torcretat folosită Torkret S-3. În aceste condiţii repartizarea cheltuielilor, valabilă pentru minele indicate, se prezintă după cum urmează:

— salarii, inclusiv sarcinile sociale	50,7%
— materiale	40,8%
— diverse (aer comprimat, reparaţii, amortismente).	8,5%
Total:	100,0%

Tabela 3

Productivitatea realizată la mina Mitterberg

Locul de muncă	Volumul de lucru realizat,		Beton proaspăt (BP), m³	Productivitate pe schimb,			Consumul de materiale		Material ricoşat, % din BP	Grosimea betonului aplicat, cm	Efectivul de muncitori pe schimb
	m	m²		m	m²	BP, m³	ciment kg/m³ BP	accelerator de priză % din cantitatea de ciment			
1	218	1 193	182	4,95	27,11	4,14	284	5,42	24,8	8,6	6
2	217	1 172	248	3,24	17,49	3,70	204	5,17	25,0	11,9	5

Tabela 4

Costul pe metrul de galerie al diferitelor feluri de susţinere la minele Bleiberger Bergwerks-Union

Felul susţinerii	Salarii,		Materiale.		Chiria maşinilor		Total
	şilingi austrieci	%	şilingi austrieci	%	şilingi austrieci	%	şilingi austrieci
Beton torcretat 10 cm grosime armat cu grătare de oţel	535,5	48,3	483,5	43,5	90,0	8,2	1 109
Prefabricatele de beton, 20 cm grosime, fără mortar	1 512,0	74,7	510,0	23,3	—	—	2 022
Cadre trapezoidale din lemn de molift distanţate la 2 m	189,0	21,6	686,0	78,9	—	—	875

Suprafaţa de torcretat la profilul de săpare de 10 m² al galeriei fiind de 9 m³/m, costul susţinerii revine după acelaşi autor la circa 836 şilingi austrieci pe metru liniar de galerie, iar în comparaţie cu costul susţinerii în beton torcretat, costul :

— la susţinerea în cadre trapezoidale de lemn este de 1,5 ori mai mare ;
— la susţinerea în cadre trapezoidale, cu căptuşeală de lemn şi rambleierea golurilor, este de 1,7 ori mai mare ;
— la susţinerea în cadre trapezoidale, cu căptuşeală de lemn impregnat şi rambleierea golurilor, este de 2,2 ori mai mare ;
— la susţinerea în oţel, cu căptuşeală de lemn impregnat, este de 3,1 ori mai mare.

În privinţa acestei comparaţii de costuri este de remarcat că, la minele Steirischer Erzberg nu s-a înregistrat nici o pierdere prin ricoşare la lucrările de torcretare, deoarece materialul ricoşat era prins pe table de oţel şi retrimis la maşini.

După H. Rainer, la minele Bleiberger Bergwerks-Union costul pe 1 m² beton torcretat, cu o grosime medie de 6 cm, la susţinerea galeriilor săpate în rocă cu tendinţa de a forma copturi, revine la 80—85 şilingi austrieci, repartiţia cheltuielilor respective fiind următoarea :

— salarii, inclusiv sarcinile sociale	60%
— materiale	23%
— chiria maşinilor	12%
Total :	100%

Din tabela 4 rezultă costul pe metrul de galerie al susţinerii în prefabricate de beton şi în lemn, stabilite la minele Bleiberger Bergwerks-Union, în comparaţie cu susţinerea prin beton torcretat.

Potrivit acestei situaţii comparative, susţinerea în lemn este numai cu puţin mai ieftină decît aceea în beton torcretat, în realitate este însă mai scumpă, dacă se ţine seamă şi de cheltuielile de întreţinere.

Superioritatea betonului torcretat faţă de alte feluri de susţineri reiese şi din situaţia comparativă a costurilor redată în tabela 5 privitoare la mina Mitterberg, tabelă în care sînt luate în consideraţie atît costurile de săpare, cît şi cele de întreţinere a galeriilor pe o durată de zece ani.

După cum s-a arătat mai înainte în legătură cu productivitatea realizată la mina Mitterberg, acestea se referă la galerii transversale de 4—4,5 m² profil de săpare, săpate în filite cu tendinţă de umflare.

Tabela cuprinde numai cheltuielile efectuate la frontul de lucru, inclusiv cele privind supravegherea, fără a se lua în consideraţie transportul, regia minei şi cea generală.

În sfîrşit, superioritatea betonului torcretat faţă de susţinerile în beton cofrat şi lemn, reiese şi din tabela 6 indicînd o situaţie comparativă a indicatorilor tehnico-economici pentru diferite feluri de susţineri aplicate la profile utile de aceeaşi mărime valabile pentru condiţiile din minele din Kazahstanul de est (U.R.S.S.).

Indicatorii tehnico-economici privind susţinerile în prefabricate din beton armat, beton torcretat şi ancore, redate în această tabelă, se referă la lungimile de galerii, trecute în tabela 7 şi pot fi consideraţi ca valori medii orientative.

Din cercetările efectuate cu diferite feluri de susţineri arătate în tabela 6, a rezultat că susţinerea în beton monolit de 25 cm grosime poate fi înlocuită cu beton torcretat de 10 cm grosime, în care caz cantitatea de beton necesară pe metrul de galerie se reduce de la 2,4 la 0,7 m³. Costul pe 1 m³ beton torcretat, deşi mai scump cu 25—30% decît betonul cofrat, susţinerea respectivă revine totuşi mai ieftină cu 13%.

Concluzii

Metoda susţinerii prin beton torcretat, foarte răspîndită în alte ţări în urma avantajelor tehnico-economice pe care le prezintă, în R.P.R. se află în prezent în faza de experimentare.

Importanţa ce se acordă în străinătate acestei noi metode de susţinere, se oglindeşte şi în lucrările de mare anvergură la care a fost aplicată, ca de exemplu :

Tabela 5

Costul pe metrul de galerie al diferitelor feluri de susţineri la mina Mitterberg

	Felul susţinerii	Cost pe metru în şilingi austrieci			%	Durata, ani	Recondiţionare, %	Cost total în 10 ani, şilingi austrieci	%	Observaţii
		săpare	susţinere	total						
1	Lemn de mină impregnat	738	1 298	2 037	100	2	60	5 152	100	
2	Oţel	739	1 959	2 698	123,5	2,5	40	5 048	98,0	Tip Alpine E-18 elastic
3	Calupuri de lemn	739	2 523	3 262	160,1	10	—	3 262	63,3	Fără prevenirea degradării prin ciuperci
4	Beton torcretat	814	766	1 580	77,6	10	—	1 580	30,7	8—12 cm grosime cu grilaj de fier. Durată stabilită prin apreciere

Tabela 6

Indicatori tehnico-economici ai susţinerii pe metrul de galerie cu diferite tipuri de susţinere la minele din Kazahstanul de est (U.R.S.S.)

Felul susţinerii	Costul susţinerii (cheltuieli directe), ruble	Productivitatea la executarea susţinerii, post/m	Consumul de materiale			
			beton, m^3	ciment, t	oţel, kg	cherestea, m^3
Beton monolit cu cofraj de lemn	65	4,8	2,40	0,77	—	0,2
Cadre în desiş din prefabricate de beton armat, tip URP-III	53,3	3,33	0,62	0,18	97,0	—
Idem montate la distanţa de 1 m	34,5	nedefinită	0,34	0,1	41,5	—
Beton torcretat, cu grosimea de 10 cm	56,7	4,16	1,75	0,83	—	—
Susţinerea bolţii cu beton torcretat	25,3	1,85	0,78	0,37	—	—
Susţinerea combinată (beton torcretat, ancore şi plasă de sîrmă)	39,8	2,74	0,52	0,24	41,0	—
Susţinerea tavanului combinat cu cadre din beton armat în cîmpuri	23,4	1,60	0,20	0,07	24,0	—
Mortar torcretat, cu grosimea de 3 cm	10,0	0,74	0,31	0,15	—	—
Ancorare (4 ancore din beton armat şi plasă de sîrmă)	6,8	0,81	—	—	19,1	—
Lemn de mină fără rearmare	40,6	1,19	—	—	—	1,2
Lemn de mină cu o singură rearmare	83,0	3,0	—	—	—	2,4

a. În minerit:

— în minele metalifere: Steyerischer Erzberg, Mitterberg, Bleibeger Bergwerks-Union din Austria;

— în minele aurifere (Mc Intyre din Canada;

— în minele Kazahstanului de est din U.R.S.S.;

— în minele de cărbune brun din Anglia.

b. În construcţia tunelelor:

— la tunelul Langenberg — Kärnten dintre Austria şi R. F. Iugoslavă;

— la tunelele autostrăzilor Serra Ripoli din Apeninii italieni şi Caracas — Valencia din Venezuela;

— la tunelul Albula din Elveţia;

— la tunelul Havana din Cuba.

c. În construcţia hidrocentralelor:

— Ladjanur, Atarbekian, Hram G.E.S.-II din U.R.S.S.;

— Maggia, Oberhasli, Gabi din Elveţia;

— Tauern, Kreuzegg, Prutz-Imst, Salzach-Schwarzach din Austria,

— Rabondanges din Franţa.

Avantajele tehnico-economice ale acestei metode de susţinere pledează pentru a fi introdusă pe o scară largă şi în construcţiile subterane din ţara noastră. Principalele avantaje sînt:

— posibilitatea coordonării vitezei lucrărilor de susţinere cu cele de înaintare, prin mecanizarea lucrărilor de susţinere;

— reducerea la minimum a porţiunii nearmate la frontul de lucru;

Tabela 7

Lungimea galeriilor susţinute în cadre din prefabricate de beton armat, beton torcretat şi ancore la minele din Kazahstanul de est (U.R.S.S.) în perioada 1958—1961

Felul susţinerii	Lungimi susţinute, m				Total susţinut de la începutul introducerii, m
	1958	1959	1960	1961	
Cadre din prefabricate de beton armat	1 103	1 231,9	1 495,3	1 832,7	5 662,9
Beton torcretat	618	1 837,8	949,6	2 634,0	6 039,4
Ancorare	2 213	3 836,4	4 788,9	6 681,2	17 519,5

— reducerea profilului de săpare, datorită proprietăţilor superioare de rezistenţă ale betonului torcretat, care permit reducerea grosimii învelişului de beton torcretat, faţă de cel cofrat;

— posibilitatea de impermeabilizare faţă de ape şi gaze;

— posibilitatea de a fi folosită ca susţinere provizorie sau definitivă, combinată după caz cu ancore (de preferinţă cu ancore Perfo) sau alte armături metalice;

— eliminarea integrală a lemnului de mină şi a lemnului de cherestea, precum şi reducerea oţelului, ceea ce permite utilizarea acestor materiale valoroase în alte scopuri;

— costul mai redus faţă de celelalte metode de susţinere.

Aplicarea cu succes a acestei metode în minerit sau alte construcţii subterane este însă condiţionată de:

— adaptarea formei geometrice a profilului construcţiei subterane, atît la condiţiile de rocă, cît şi la proprietăţile specifice ale betonului torcretat, care cer renunţarea la bolţi turtite şi pereţi verticali;

— folosirea unor maşini de torcretat beton (cu diametrul granulaţiei pînă la 30 mm), cu funcţionare continuă, de preferinţă cu acţionare electrică;

— folosirea de adaosuri speciale de priză rapidă, adaptate cimentului utilizat şi condiţiilor locale, în care se desfăşoară lucrarea;

— specializarea temeinică a brigăzilor de torcretare şi îndeosebi a manipulanţilor de duze, de a căror experienţă şi conştiinciozitate depinde în mare parte calitatea susţinerii din beton torcretat.

Pe lîngă aceste condiţii generale, pentru intensificarea extinderii susţinerilor prin beton torcretat în ţara noastră, se impune şi perfecţionarea maşinii de torcretat cu două camere, proiectată în ţară şi în prezent în construcţie, fabricarea ei în serie, precum şi studierea compoziţiei acceleratorilor de priză în vederea fabricării şi a acestora în ţară, întrucît în prezent aceste produse trebuie importate.

Ca domeniu de aplicare în R.P.R., susţinerea prin beton torcretat, pretîndu-se pentru orice rocă cu $F \geqslant 2$ (în cazul presiunilor statice), se conturează în primul rînd galeriile principale, puţurile de aeraj şi de extracţie din minele noastre metalifere, nemetalifere şi de cărbuni. De asemenea, această metodă va putea înlocui cu succes metodele actuale de susţinere aplicate în prezent la construirea şi recondiţionarea tunelelor de cale ferată, precum şi cele utilizate în construcţii hidroenergetice (galerii, baraje) şi hidrotehnice (drenări, captări) etc.

Bibliografie

[1] Rabcewicz, L. v. *Spritzbeton und Ankerung als Hilfsmittel zum Vortrieb und als endgültiger Tunnelausbau.* Berg- u, Hüttenmännische Monatshefte, nr. 5/6, 1961.

[2] Rabcewicz, L. v. *Die Ankerung im Tunnelbau ersetzt bisher gebräuchliche Einbaumethoden.* Schweizerische Bauzetung, März, 1957.

[3] Rotter, E. *Spritzbeton u. seine praktische Anwendung im Untertagbau.* Berg u Hüttenmännische Monatshefte, nr. 5/6, 1961.

[4] Schwanda, F. *Spritzbeton im Stollen u. Tunnelbau.* Beton Herstellung und Verwendung, nr. 10/1960.

[5] Schwanda, F. *Der Strassentunnel von Serra-Ripoli.* Der Tiefbau — C. Bertelsmann Verlag, Gütersloh, Mai, 1962.

[6] Schwanda, F. *Die Regelung der Abbindezeit von Beton, durch Zusatzmittel.* Murexin Nachrichten, Wien.

[7] Drögsler, O. *Zur Technologie des Spritzbetons.* Berg u. Hüttenmännische Monatshefte nr. 5/6 1961.

[8] Drögsler, O. *Neue Erkentnisse über Beton und Mörtelzusätze.* Berichte u. Informationen. Aug. 1958.

[9] Drögsler, O. *Studie über Betonzusätze.* Energiewirtschaft nr. 1/1959.

[10] Drögsler, O. *Neuere Methoden der Tunnelinstandsetzung.* Die Üsterreichische Bundesbahn im Wandel der Zeit, 1959/60.

[11] Drögsler, O. *Aliva Spritzbeton und Spritzmörtel.* Baumaschine und Bautechnik. H. 12, Dez. 1956.

[12] Borisenkov, I. A., Beliaev L. N. şi Goltînskii, D. M. *Sprif-beton i ego primenenie v podzemnih rabotkah.* Şahtnoe Stroitelstvo nr. 11, 1961.

[13] Ocsvár, R. *A torkrétozásról.* Mélyépitéstudo manyi Szemle, Budapest IX, Evfolyam nr. 12.

[14] Degle, F. *Spritzbeton im Untertagbau.* Beton nr. 5/1959.

[15] Knoth, G. *Eine halbe Million Quadratmeter Aliva-Spritzbeton in Österreich.* Allgemeine Bauzeitung. April, 1958.

[16] Fettweis, G. B. *Spritzbeton im Grubenbetrieb.* Berg u. Hüttenmännische Monatshefte nr. 5/6. 1961.

[17] Danklmaier, H. *Einsatz der BSM — Beton — Spritzmaschine Type 603 im neuzeitlichen Stollenvortrieb.* Berliner Bauwirtschaft — Februar 1958.

[18] Rainer, H. *Erfahrungen mit Spritzbeton im Grubenbetrieb der Bleiberger Bergwerks-Union.* Berg- und Hüttenmännische Monatshefte nr. 5/6 1961.

[19] Maczek, M. *Erfahrungen mit Spritzbeton als Dauerausbau in Strecken, im Bergbau Mitterberg.* Berg- und Hüttenmännische Monatshefte nr. 5/6 1961.

[20] Leidner, H. *Der heutige Stand des Betonspritzverfahrens — Betontechnologische Grundlagen.* Vortrag anlässlich des Österreichischen Betontages 1958 — Murexin — Schriften Wien.

[21] Sonderegger, A. *Stollenbau mit Spritzbeton in Uruguay.* Aliva — Nachrichten 1960, Wien.

[22] Ziermann, R. *Vom Bau des Langenbergtunnels in Kärnten.* Der Tiefbau. Mai 1962.

[23] Manfreda, A. *Spritzbeton am Steirischen Erzberg. Vortrag anlässlich des Kollegiums „Spritzbeton als Streckenausbau"* — Montan Hochschule — Leoben, Nov. 1960.

[24] Tambour, A. *Spritzbeton im Bergbau. Vortrag anlässlich des Kollegiums. „Spritzbeton als Streckenausbau" Montan.* Hochschule in Leoben, Nov. 1960.

[25] Costes, I. *L'aménagement de la chute de Rabondanges.* L'Equipement Mécanique nr. 6/1959.

[26] * * * *Anwendung von Spritzbeton im Stollenbau.* Cementbulletin, Febr. 1957.

[27] * * * *Der Unterwassertunnel von Havanna auf Cuba* — Sika — Nachrichten nr. 8 Juli 1959.

[28] Lauffer, H. *Die neuere Entwicklung der Stollenbautechnik.* Österreichische Ingenieur — Zeitschrift nr. 1/1960.

[29] * * * *Die Zusatzmittel und ihre Anwendung in der modernen Betontechnik.* Sika — Nachrichten nr. 9 Nov. 1959.

[30] Sonderegger, A. *Spritzbeton im Strassenbau.* Perlo Methode für Felsverankerung Strasse und Verkehr, nr. 10/1956.

[31] Schmidt, H. *Susţinerea construcţiilor din subteran cu ancore din beton armat, după metoda Perlo.* Revista Minelor, nr. 8, 1963.

Separarea calcopiritei din concentratele plumbo-cuproase şi din concentratele de zinc

Ing. V. Vasilov, ing. S. Ganischi şi ing. A. Cioltea

1. Date în legătură cu natura minereurilor complexe din regiunea minieră Baia-Mare

Prin natura lor zăcămintele din Regiunea Baia-Mare sînt zăcăminte filoniene de minereuri complexe.

Mineralizaţia metaliferă este constituită din galenă, calcopirită, blendă, pirită şi subordonat aur şi argint.

Conţinutul de metale utile variază de la un zăcămînt la altul. Caracteristic pentru toate zăcămintele este prezenţa galenei şi calcopiritei şi creşterea conţinutului acesteia din urmă în orizonturile inferioare.

De asemenea se remarcă o asociaţie a calcopiritei nu numai cu galena ci şi cu blenda.

În tabela 1 sînt date raporturile dintre plumb şi cupru în minereurile complexe din Regiunea Baia-Mare prelucrate în anul 1962 faţă de cele din 1950. Din cifrele prezentate în tabelă se observă că, în unele cazuri, raportul Pb : Cu scade în anul 1962 faţă de anul 1950, avînd valori foarte mici în cazul minereurilor *A*, *B* şi *C*.

În ceea ce priveşte modul de prezentare a galenei şi calcopiritei, în zăcămintele de minereuri complexe din Regiunea Baia-Mare, se pot face următoarele observaţii:

Galena apare sub formă de impregnaţiuni şi mase compacte alcătuite din granule mici concrescute, mai rar ca agregate de cristale mai bine dezvoltate. În afară de acestea formează cuiburi, intercalaţii şi vinişoare în asociaţie cu blenda, pirotina şi mai rar cu calcopirita. Rar, împreună cu calcopirita şi pirotina formează structuri de dezamestec cu blenda. Prezintă foarte rar fenomene de alterare (covelinizare) la contactul cu calcopirita sau blenda.

Tabela 1

Minereul	Anul 1950	Anul 1962
	Pb ; Cu	Pb : 1
Mina A	3,78 : 1	2,5 : 1
Mina B	3,07 : 1	2,6 : 1
Mina C	—	2,17 : 1
Mina D	6,30 : 1	9,1 : 1
Mina E	4,78 : 1	5,8 : 1
Mina F	26,0 : 1	17,1 : 1

Calcopirita apare în toate filoanele cu minereuri complexe din Regiunea Baia-Mare, cu predominanţă la minele *A*, *B*, *D*, îndeosebi la orizonturile inferioare.

Se prezintă sub formă de împregnaţii, cuiburi, filonaşe şi agregate alcătuite, de obicei, din granulele de dimensiuni medii şi mici. Trăsăturile cele mai caracteristice ale acestui mineral constau în asociaţia sa cu blenda, sub toate modurile de prezentare şi oxidarea la nivelul sulfurilor secundare de cupru în diferite stadii de avansare.

În toate zăcămintele, calcopirita se găseşte inclusă în blendă sub formă de acumulări neregulate, punctiforme. Dimensiunile granulelor de calcopirită care iau parte la alcătuirea acestor structuri de dezamestec cu blenda sînt de ordinul a 1—5 microni, maximum de 30 microni.

În mică măsură calcopirita formează asociaţii, cu celelalte minerale metalice.

Caracteristic pentru zăcămîntul C este că galena şi calcopirita prezintă structuri de intimă asociaţie ce rezultă din faptul că ele substituie sau sînt substituite în raporturile lor cu celelalte minerale metalice.

2. Metode de preparare folosite pentru minereurile complexe din regiunea minieră Baia-Mare

Pînă acum cîţiva ani, la noi în ţară, minereurile complexe erau prelucrate exclusiv pe calea flotaţiei diferenţiale obţinîndu-se trei concentrate: concentrat plumbo-cupros, concentrat zincos şi concentrat piritos. În ultimii ani s-a introdus, pentru unele minereuri, flotaţia stadială şi flotaţia colectiv-selectivă.

Flotarea concentratului plumbo-cupros se face în mediu neutru sau slab alcalin (pH = 7—7,5) ca reactivi modificatori utilizîndu-se var sau carbonat de sodiu.

Depresarea blendei se realizează prin adaosuri de sulfat de zinc şi cianură. Ca reactiv colector la toate instalaţiile se utilizează xantatul etilic de sodiu, iar ca spumant — phosocrezol şi creozot şi mai rar ulei mediu de Petrila.

Consumurile specifice de reactivi, exprimate în g/t de minereu preparat, variază de la un minereu la altul, în funcţie de particularităţile fiecăruia (tabela 2).

Tabela 2

Consumuri specifice de reactivi la flotaţia concentratelor plumbo-cuproase

Denumirea reactivului. Instalaţia	Var. CaO	Sodă	Cianură de sodiu	Sulfat de Zn	Silicat de Na	Xantat de Na	Phozocrezol	Flotanol	Ulei mediu Petrila
A	—	—	17	186	3	17	41	40	—
B	—	1168	48	502	38	20	81	20	—
C	—	—	20	509	2	40	114	—	—
D	—	13	59	344	3	20	45	20	—
E	—	443	109	558	3	13	80	—	—
F	214	461	14	81	2	26	138	—	—

Calitatea concentratului plumbo-cupros obţinut variază în funcţie de conţinutul de plumb şi cupru şi de raportul acestora în minereul original.

Pentru flotarea concentratului zincos se adaugă sulfat de cupru între 350 şi 550 g/t şi încă puţin spumant şi colector.

În tabela 3 sînt prezentate conţinuturile de metale utile şi extracţia acestor metale în concentratele plumbo-cuproase şi în concentratele zincoase pentru anul 1962.

3. Prelucrarea metalurgică a concentratelor plumbo-cuproase

Concentratele plumbo-cuproase se prelucrează după procedeul pirometalurgic clasic. Acest procedeu comportă următoarele faze: prăjirea, aglomerarea, topirea, rafinarea plumbului brut, convertizarea matelor.

Prăjirea se execută în cuptoare polietajate, în mod obişnuit tip Hereschoff, desulfurarea făcîndu-se în proporţie de 60%. Operaţiei de prăjire i se supun circa 70% din cantitatea de concentrat crud, restul mergînd direct la faza următoare, la aglomerare.

Aglomerarea se execută în instalaţii mecanice tip masă de aglomerare D—L şi concentratele plumboase se amestecă cu o parte din fondanţi. Energia termică necesară procesului de aglomerare este dată de către sulful conţinut în amestec în proporţie de 10—12%, aprinderea făcîndu-se cu ajutorul unui injector de păcură.

Topirea aglomeratului, împreună cu retururile şi fondanţii care nu au fost adăugaţi la aglomerare, se face în cuptoare de formă dreptunghiulară tip WJ' cu coloană înaltă.

Plumbul brut sifonat din creuzetul cuptorului este supus operaţiei de rafinare termică bazată pe oxidarea cu aer a impurităţilor la temperatură înaltă de circa 900—1 000°C. Dezargintarea se execută prin procedeul cu zinc.

Mata, cu un conţinut mediu de 30% Cu şi 14—16% Pb, este supusă operaţiei de convertizare în convertizoare cilindrice tip Pierce-Schmidt de 1,5 m³.

Inconvenientele prelucrării concentratelor complexe sînt în principal următoarele:

— procentul mare de retururi, în special scoarţe cuproase;
— conţinutul ridicat de plumb în mata supusă convertizării şi, ca urmare, cantităţi mari de prafuri volatile greu de manipulat şi prelucrat;
— greutăţi în timpul prăjirii în cuptoare polietajate ca urmare a formării de lipituri.

Randamentul obţinut în mod curent la prelucrarea concentratelor complexe este de 87% pentru Pb şi 94% pentru Cu.

Tabela 3

Minereul	Felul concentratului	Extracţia în greutate, %	Conţinut					Extracţia în metal				
			Pb, %	Cu, %	Zn, %	Au, g/t	Ag, g/t	Pb, %	Cu, %	Zn, %	Au, %	Ag, %
A	Pb	2,5	27,2	11,2	4,0	5,3	814	92	88	—	16,7	79,5
	Zn	4,0	0,72	0,56	44,8	0,87	48,1	—	—	69,7	—	—
B	Pn	3,4	30,4	11,0	4,49	86	877	92,4	85,1	—	65,2	97,4
	Zn	0,58	0,31	1,31	41,9	3	34			42,8		
C	Pb	4,3	21,1	6,8	6,48	7,89	558	76,3	53,9	—	38,5	63,3
	Zn	3,1	1,33	2,06	44,1	0,60	101			58,9		
D	Pb	4,3	58,9	5,16	5,74	28,1	1 073	93,0	74,1	—	57,1	84,5
	Zn	5,1	1,52	1,01	49,1	3,2	71,8			80,4		
E	Pb	3,8	40,2	4,92	8,78	30,2	550	89,3	68,5	—	48,2	63,4
	Zn	4,8	0,84	1,24	44,64	3,65	101			71,0		
F	Pb	5,8	65,1	2,53	2,55	1,41	1 934	95,7	63,3	—	15,0	90,2
	Zn	6,8	0,68	0,59	46,3	0,43	51			89,0		

4. Prelucrarea metalurgică separată a concentratelor plumboase şi a celor cuproase. Avantajele acestei prelucrări

Prelucrarea concentratelor cuproase se face cu un randament de 90%.

Concentratele plumboase se prelucrează după procedeul metalurgic clasic şi comportă aceleaşi faze descrise mai sus. Utilajele în care au loc diversele faze sînt aceleaşi cu excepţia prăjirii care, din cauza conţinutului redus de sulf, nu se mai poate executa în cuptoare polietajate ci trebuie executată în cuptoare cu adaos de energie termică prin arderea unui combustibil oarecare. Din această cauză faza de prăjire apare mai scumpă decît în cazul concentratelor complexe. Fazei de prăjire i se supune numai 40% din cantitatea de concentrat, restul mergînd direct la aglomerare.

În cazul cînd desulfurarea pe masa de aglomerare nu este corespunzătoare, se preferă prăjirea totală, iar pentru aglomerare se adaugă un combustibil oarecare (praf de cocs, de cărbune etc.).

Faţă de prelucrarea concentratelor complexe, prelucrarea concentratelor plumboase prezintă avantajul că nu produce atîtea retururi şi produse intermediare, iar cantitatea de mată este neglijabilă, mai ales cînd conţinutul de cupru este sub 2%, în care caz cuprul trece direct în plumb şi este scos în scoarţele cuproase ce se prelucrează separat.

În mod curent, concentratele plumboase conţin cantităţi mici de impurităţi, invers proporţional cu cantitatea de plumb şi ca urmare procesul de rafinare este mai uşor.

Randamentele realizate în cazul prelucrării concentratelor plumboase sînt de 92,5% pentru plumb şi 84% pentru cuprul pe care eventual il mai conţin.

Din cele prezentate rezultă clar necesitatea separării calcopiritei din concentratele plumbo-cuproase deoarece prezenţa cuprului în concentratele de plumb creează o serie de dezavantaje care duc la :

a) micşorarea extracţiei de plumb în tratamentul metalurgic (datorită pierderilor de plumb în matele formate la topire) ;

b) greutăţi în timpul prăjirii în cuptoarele polietajate ca urmare a formării de lipituri ;

c) condiţii grele de muncă muncitorilor din secţiile de prelucrare a concentratelor plumboase, fiind nevoie a se manipula o mare cantitate de retururi, în special în scoarţe cuproase.

5. Prelucrarea metalurgică a concentratelor de zinc şi necesitatea separării calcopiritei din ele

Prelucrarea metalurgică a concentratelor de zinc se poate face prin mai multe metode, cea mai răspîndită fiind cea pe cale uscată, care constă în prăjirea materialului pentru transformarea ZnS în ZnO_2, reducerea oxizilor de zinc formaţi în zinc metalic şi rafinarea zincului metalic.

Concentratele de zinc, obţinute prin flotaţie, mai conţin şi alte elemente ca : plumb, cupru, fier, etc. Unele din aceste metale, dar mai ales prezenţa fierului în concentratele zincoase, influenţează negativ asupra proceselor de prăjire şi de distilare, reducînd randamentul de extracţie a zincului.

Existenţa cuprului şi plumbului duce la formarea de aliaje complexe cu zincul, provocînd pierderi de metal. De asemenea, fierul sub formă de protoxid sau sulfură (pirită, calcopirită) şi în prezenţa silicei formează silicaţi de fier, care în prezenţa silicaţilor de plumb şi alte metale dau silicaţi dubli sau multipli uşor fuzibili (zgura) care corodează pereţii retortelor pe de o parte, iar pe de altă parte, zgura fluidă acoperă cu o peliculă particulele de minereu izolîndu-le de acţiunea gazelor reducătoare, în zgură rămînînd astfel o cantitate mare de zinc.

Pentru a se preveni acţiunea dăunătoare a fierului asupra retortelor de distilare şi a se recupera o parte din cuprul conţinut în concentratele zincoase se caută să se micşoreze conţinutul de fier şi cupru din concentratele zincoase ; prin această reducere se realizează şi o creştere a conţinutului de zinc, în concentratele zincoase, ceea ce duce la mărirea extracţiei de metal, atît la uzinele de preparare, cît şi în uzinele metalurgice de zinc.

Literatura indică o creştere a extracţiei metalurgice cu 2—3% pentru o creştere a conţinutului de zinc al concentratului cu 3—5%. Acesta este deci scopul principal urmărit prin separarea cuprului din concentratele de zinc.

6. Rezultatele încercărilor de separare a calcopiritei din concentratele plumbo-cuproase

Studiile efectuate în străinătate, în direcţia separării cuprului din concentratele plumbo-cuproase, au dus la rezolvarea favorabilă a acestei probleme pentru concentrate care au raportul Pb:Cu sub 12:1.

Ca metode de separare a concentratului plumbo-cupros, mai eficiente, amintim :

a) depresarea galenei cu bicromat de sodiu sau potasiu şi flotarea minereurilor de cupru ;

b) depresarea calcopiritei cu cianură şi flotarea galenei.

Prima metodă este economică în cazul cînd galena se găseşte în cantităţi mai mari în concentratul plumbo-cupros, pe cînd depresarea cu cianură este recomandabilă atunci cînd în concentrat predomină calcopirita.

Depresarea galenei cu bicromat de sodiu s-a aplicat în multe instalaţii de preparare, obţinîndu-se rezultate bune. Totuşi, această metodă a fost depăşită de metoda de depresare cu cianură de sodiu. Aceasta se datoreşte faptului că, spre deosebire de cianură, care depresează numai mineralele de cupru şi în mod practic nu acţionează asupra galenei, bicromatul depresează nu numai galena ci şi o parte din calcopirită.

Utilizarea cianurii de sodiu la separarea galenei de calcopirită, pe lîngă eficacitatea mare a separării, prezintă şi avantajul unei reduceri simţitoare a conţinutului de zinc în concentratul plumbos datorită acţiunii depresante a cianurii asupra sfaleritei, fapt care influenţează favorabil prelucrarea metalurgică a concentratelor plumboase.

Un inconvenient al metodei de depresare cu cianură a calcopiritei la separarea acesteia de galenă este faptul că cianura dizolvă parţial aurul conţinut în concentratul plumbo-cupros. În unele cazuri s-a încercat totuşi recuperarea aurului dizolvat cu ajutorul cărbunelui activ, chiar în celulele de flotare a plumbului.

În cazul concentratelor plumbo-cuproase cu conţinut ridicat de aur este mai economică utilizarea uneia din următoarele scheme de separare:

a) depresarea galenei cu leşie de amidon şi acid sulfuros şi flotarea calcopiritei după o neutralizare parţială cu var;

b) depresarea galenei cu leşie de amidon, sulfit de fier şi flotarea calcopiritei după o neutralizare parţială cu var.

La noi în ţară, problema separării concentratelor plumbo-cuproase a preocupat pe cercetători încă din anul 1952, încercîndu-se diverse scheme de lucru, fără ca acestea să ajungă însă la faza de aplicare industrială.

În 1961, ca urmare a unor cercetări sistematice efectuate de Sectorul de cercetări Baia Mare, s-a pus la punct la scară industrială, procesul de separare a galenei de calcopirită din concentratele plumbo-cuproase de la instalaţia A. Principiul schemei aplicate constă în desorbţia cu sulfură de sodiu a colectorului de pe concentratul colectiv de Pb-Cu, şi apoi depresarea cu cianură a calcopiritei şi flotarea galenei.

Schema fluxului tehnologic al instalaţiei de separare este dată în figura 1.

Concentratul plumbo-cupros curge sub formă de spumă de la celulele reflotatoare într-o cutie de distribuţie ce alimentează două pompe centrifugale. Pompele refulează concentraul la instalaţia de separare. Concentratul, sub formă de tulbureală, trece prin trei agitatoare de desorbţie aşezate în cascadă, intrînd în fiecare pe la partea de sus şi ieşind pe la partea de jos. Sulfura de sodiu se introduce în primul agitator. După desorbţie, tulbureala se diluează cu apă şi se trimite cu ajutonul unei pompe centrifugale într-un hidrociclon.

Îngroşatul primului hidrociclon este refulat de o a doua pompă în cel de-al doilea hidrociclon de unde trece apoi în agitatorul de con-

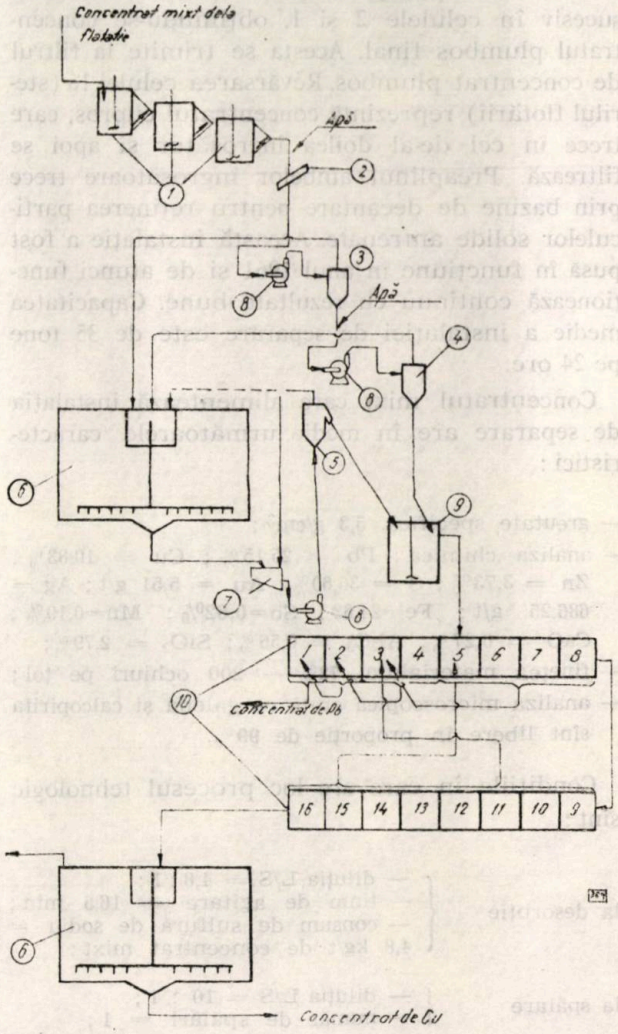


Fig. 1. Schema fluxului tehnologic de separare a concentratului plumbo-cupros de la mina A:

1 — agitatoare pentru desorbţie; *2* — sită; *3* — hidrociclon nr. 1; *4* — hidrociclon nr. 2; *5* — distribuitor; *6* — îngroşătoare; *7* — cutie de colectoare; *8* — pompă; *9* — agitator pentru egalizare; *10* — celule de flotaţie.

diţionare care alimentează celulele de flotaţie. În agitator se adaugă cianura de sodiu pentru depresarea calcopiritei.

Preaplinul de la hidrocicloane, conţinînd clasele fine ale materialului şi cea mai mare parte din apă, curge într-un îngroşător. De aici materialul fin îngroşat este reintrodus în circuit cu ajutorul unei pompe şi al unui distribuitor cu ajutaj reglabil. Ajutajul se alege astfel încît debitul de solid reintrodus în circuit să fie egal cu cel antrenat cu preaplinul hidrociclonului în îngroşător.

Celulele sînt dispuse pe două rînduri a cîte opt bucăţi. Tulbureala, pregătită prin desorbţie, spălare şi depresarea calcopiritei, alimentează celula 5. Spuma celulelor 5—8 este dusă la celula 3. Spuma de la celulele 14—16 se introduce la celula 5. Spuma celulelor 3—4 se reflotează sucesiv în celulele 2 şi 1, obţinîndu-se concentratul plumbos final. Acesta se trimite la filtrul de concentrat plumbos. Revărsarea celulei 16 (sterilul flotării) reprezintă concentratul cupros, care trece în cel de-al doilea îngroşător şi apoi se filtrează. Preaplinul ambelor îngroşătoare trece prin bazine de decantare pentru reţinerea particulelor solide antrenate. Această instalaţie a fost pusă în funcţiune în anul 1961 şi de atunci funcţionează continuu cu rezultate bune. Capacitatea medie a instalaţiei de separare este de 35 tone pe 24 ore.

Concentratul mixt care alimentează instalaţia de separare are în medie următoarele caracteristici:

— greutate specifică, 5,3 g/cm^3;
— analiza chimică: Pb = 25,15%; Cu = 10,83%; Zn = 3,73%; S = 30,60%; Au = 5,51 g/t; Ag = 686,25 g/t; Fe=24,63; Sb=0,62%; Mn=0,19%; CaO = 0,27%; Al_2O_3 = 0,56%; SiO_2 = 2,79%;
— fineţea materialului, 72% — 200 ochiuri pe ţol;
— analiza microscopică arată că galena şi calcopirita sînt libere în proporţie de 99%.

Condiţiile în care are loc procesul tehnologic sînt:

la desorbţie
— diluţia L/S = 4,8 : 1;
— timp de agitare = 16,5 min;
— consum de sulfură de sodiu = 4,8 kg/t de concentrat mixt;

la spălare
— diluţia L/S = 10 : 1;
— număr de spălări = 1;

la separare
— timpul de flotare = 103 min;
— regim de reactivi la flotarea primară: cianură de sodiu 4 000 g/t; xantat 180 g/t; phozocrezol 200 g/t;
— regim de reactivi la reflotare: cianură de sodiu 960 g/t.

Tabela 4

Rezultatele separării concentratului de Pb—Cu

Denumirea produsului	Extracţia în greutate, %	Conţinut %			Extracţia de metal, %		
		Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn
Concentrat de Pb-Cu	100	26,7	9,6	3,10	100	100	100
Concentrat plumbos	46	56,43	1,60	2,38	96,5	92	35
Concentrat cupros	56	1,68	15,56	3,71	3,5	8	65

Concentratele de plumb şi de cupru obţinute după separare în 1962 sînt prezentate în tabela 4.

Extracţiile de metale raportate la minereul original sînt de 88% pentru plumb şi 81% pentru cupru.

7. Aprecieri tehnico-economice privitoare la prelucrarea metalurgică a concentratului plumbos în cele două alternative:

a) tratarea metalurgică directă a concentratului plumbo-cupros conţinînd: 27—30% Pb, 9—12% Cu, şi 3—5% Zn;

b) tratarea separată a concentratelor plumboase şi cuproase obţinute la flotarea selectivă a concentratului de plumb-cupru.

Concentrat plumbos cu: 50—60% Pb, 2—4% Cu, extracţia în greutate de 50%, extracţia de plumb de 90—95%.

Concentrat de cupru cu: 15—20% Cu, 2—4% Pb, extracţia în greutate de 50%, extracţia în cupru de 80—90%.

La separarea prin flotaţie a concentratului mixt, se consideră o pierdere mecanică de 3%, şi un preţ de cost al preparării de 120 lei/t concentrat.

Pentru a arăta avantajele separării concentratelor colective plumbo-cuproase, dăm mai jos extracţia de metale şi preţul de prelucrare a acestora după vechile valori.

Presupunem că se dispune de două tone concentrat colectiv conţinînd în medie 28,5% Pb (sau cantitatea de 570 kg Pb) şi 10,5% Cu (sau 210 kg Cu).

Cu randamentele de extracţie metalurgice realizate pentru concentratele complexe se pot extrage:

— $570 \times 0{,}87 = 496$ kg Pb;
— $210 \times 0{,}94 = 197{,}4$ kg Cu.

În cazul separării din aceste două tone de concentrat colectiv, se obţin aproximativ 1 t concentrat plumbos şi 1 t concentrat cupros.

Prin prelucrarea metalurgică a concentratului plumbos, care conține în medie 540 kg Pb (54%) și 30 kg Cu (3%), se obțin:

— $540 \times 0{,}92 = 496$ kg Pb;
— $30 \times 0{,}84 = 25$kg Cu.

La prelucrarea concentratului cupros, care conține 180 kg Cu (18% Cu) și 30 kg Pb (3%), se vor obține:

— $180 \times 0{,}90 = 162$ kg Cu considerînd că plumbul se pierde în total (de fapt se recuperează o cantitate neglijabilă în praful volatile).

Menționăm că randamentul de extracție metalurgică, afectat concentratelor cuproase este cel realizat astăzi de uzinele care prelucrează concentrate cuproase și el este mai mic decît randamentul obținut în cazul prelucrării concentratului colectiv, datorită faptului că prelucrarea concentratelor cuproase se face în amestec cu concentrate piritoase aurifere, cuprul fiind colectorul metalelor prețioase. De asemenea s-a luat în considerare prețul de prelucrare pe tonă de la uzina care aplică tehnologia mai modernă, de prelucrare în cuptor cu flacără.

În total, prin tratarea celor două tone de concentrate se obțin 496 kg Pb și 197,4 kg Cu, iar prin tratarea concentratelor separate se obțin 496 kg Pb și 187 kg Cu.

Rezultă deci că separarea concentratelor colective plumbo-cuproase este rentabilă cu atît mai mult cu cît prin îmbunătățirea tehnologiei de prelucrare a concentratelor cuproase se va îmbunătăți randamentul de extracție la prelucrarea cestora și se va reduce substanțial cheltuielile de revenire a metalului lingou.

Ținînd cont de aceste rezultate tehnico-economice, s-a trecut la executarea unor studii și cercetări de separare și pentru alte concentrate plumbo-cuproase.

Aceste studii s-au executat la nivel de laborator, iar la altele în fază pilot încercîndu-se fluxul după trei tehnologii diferite și anume:

— tehnologia I, constînd din depresarea galenei cu sulfit de sodiu și sulfat feros și flotarea calcopiritei;

— tehnologia a II-a constînd din depresarea galenei cu bicromat de sodiu și flotarea calcopiritei;

— tehnologia a III-a, constînd din depresarea calcopiritei cu cianură de sodiu și flotarea galenei.

Separarea s-a aplicat după ce s-a realizat o desorbție cu sulfură de sodiu la un consum de 5—7 kg/t de concentrat și două spălări la un raport L/S de 20 : 1.

S-a constatat că pentru concentratele plumbo-cuproase, care conțin aur mai mult și mai ales cele care conțin și aur nativ, tehnologia a III-a (depresarea calcopiritei cu cianură) nu este recomandabilă deoarece prin dizolvare se pierde o bună parte din aur. Pentru unele concentrate dă rezultate tehnologia I-a, iar pentru altele — tehnologia a II-a. Tehnologia I este însă mai sensibilă și mai deficil de stăpînit.

În tabela 5 sînt redate rezultatele de separare în laborator sau în fază pilot, obținute cu o serie de concentrate plumbo-cuproase.

Avînd în vedere procentul mare de zinc din concentratul plumbo-cupros de la exploatarea G. separarea în acest caz se poate realiza numai printr-o tehnologie mai complexă și anume depresînd în primul rînd blenda cu SO_2, galena cu sulfit de sodiu și sulfat feros și flotînd calcopirita, concentratul plumbo-zincos rămas urmînd a fi prelucrat metalurgic prin procedeul Morgan.

Concluzii

Datorită faptului că proporția de minerale de plumb și cupru în minereurile din bazinul minier Baia-Mare diferă de cea din trecut datorită trecerii cu lucrările miniere în zonele de adîncime, este necesar ca și procesul tehnologic de preparare a minereurilor să sufere unele completări, pe linia separării concentratelor plumbo-cuproase în concentrate monominerale.

Ținînd seamă de rezultatele tehnico-economice favorabile obținute la exploatarea A, ca și de studiile de laborator și pilot întreprinse pentru concentratele plumbo-cuproase de la celelalte exploatări, este indicată generalizarea aplicării acestei metode și la alte exploatări din bazinul Baia-Mare. Instalațiile de separare a concentratelor plumbo-cuproase, se pot construi la fiecare flotație, sau într-o altă variantă, chiar în incinta uzinelor metalurgice care primesc aceste concentrate.

8. Rezultatele încercărilor de separare a calcopiritei din concentratele zincoase

S-a arătat mai sus acțiunea dăunătoare a fierului, cuprului și altor metale asupra procesului metalurgic și asupra retortelor în cadrul tratării concentratelor zincoase.

Pentru acest motiv, atît în străinătate cît și la noi în țară, s-au făcut studii de reducere a fierului, cuprului și plumbului din concentra-

Tabela 5

Exploatarea	Denumirea produsului	Conținut, %			Extracția metal, %			Tehnologia aplicată
		Pb	Cu	Zn	Au	Pb	Cu	
E	Concentrat Pb-Cu	38,9	4,3	13	22,8	100	100	II
	Concentrat Pb	62,1	0,5			97,2	9,7	
	Concentrat Cu	2,9	18,4			2,8	90,3	
D	Concentrat Pb-Cu	60,5	6,2	3,3	23,2	100	100	I
	Concentrat Pb	79,4	0,24			98,8	3	
	Concentrat Cu	3,5	29,1			1,2	97	
B	Concentrat Pb-Cu	30,7	6,5	5,5	47	100	100	II
	Concentrat Pb	41	1,64		14,4	94	7,8	
	Concentrat Cu	6,3	18,1		126	6	82,2	
C	Concentrat Pb-Cu	31,62	7,0		4,79	100	100	II
	Concentrat Pb	38,1	2,2		0,53	94,6	25	
	Concentrat Cu	7,9	24,2		20	5,4	75	
G	Concentrat Pb-Cu	26,9	10	16,7	56	100	100	I
	Concentrat Pb	60	3			80	11,5	
	Concentrat Cu	5,4	22			20	88,5	

tele zincoase, a căror aplicare duce la îmbunătățirea procesului metalurgic și la o creștere a producției de metale atît în sectorul minier cît și în cel metalurgic.

În U.R.S.S., L. B. Debrivnaia a ajuns prin lucrări de laborator la rezultate interesante cu privire la decuprarea concentratului zincos.

Principiul metodei Debrivnaia constă în desorbția colectorilor cu sulfură de sodiu, depresarea blendei cu sulfat de zinc și flotarea piritei, care cuprinde în ea și majoritatea cuprului, fierul și o parte din zinc.

Rezultatele obținute cu această tehnologie sînt date în tabela 6.

Pe baza încercărilor de laborator s-au făcut încercări industriale la uzina de preparare de la Zolotușinsk, după care s-a trecut la aplicarea industrială a procedeului.

Economiile realizate de uzină se ridică la circa 350 000 ruble/an pe seama cuprului recuperat în plus.

La noi în țară, atît ICEMIN cît și Sectorul de cercetări miniere Baia-Mare s-au ocupat în cadrul unor studii de problema reducerii conținutului de fier și de cupru din concentratele zincoase. Rezultatele obținute de ICEMIN în laborator cu privire la reducerea fierului din unele concentrate zincoase sînt redate în tabela 7.

Cercetările au fost duse în sensul flotației diferențiale directe, adică prin flotarea blendei și depresarea mai accentuată a piritei și calcopiritei cu var și cianură.

Încercările efectuate au dus la obținerea de concentrate cu 52—58% zinc și 4—8% Fe, extracția de metal rămînînd în general de același ordin de mărime cu cele obținute obișnuit în instalațiile de preparare respective.

În prezent cercetările se extind și la alte minereuri și în același timp, se lucrează la punerea în aplicare a rezultatelor acestor studii.

Tabela 6

Nr. crt.	Denumirea produsului	Conținut, %				Extracția de metal, %				Reactivii folosiți
		Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	
1	Concentrat zincos inițial	47,55	8,61	3,52	2,87	13,43*	6,8	12,10	42,55	Na_2S = 6 kg/t Na_2CO_3 = 1 kg/t
2	Concentrat zincos obținut	63,28	1,28	0,73	0,23	92,50**	10,2	14,30	7,00	$ZnSO_4$ = 4 kg/t
3	Produs cupros obținut	11,66	25,50	9,86	8,85	7,3**	89,3	84,4	92,70	Xantat butilic = 20 g/t Crezol = 60 g/t

* Extracția în metal se referă la minereu.
** Extracția în metal se referă la operație.

Încercările de laborator efectuate la Sectorul de cercetări miniere al Trustului minier Baia-Mare cu minereurile *A* și *C* au fost duse pe linia flotației inverse aplicate concentratului normal de zinc. S-a ajuns la elaborarea unui regim optim de lucru stabilindu-se indicii necesari la desorbție, spălare, flotare primară și reflotări. În general s-a lucrat la desorbție cu o diluție 1 : 1 și un consum de sulfură de sodiu de 6 kg/t de concentrat, timpul de agitare fiind de 10 minute.

Spălarea s-a făcut la o diluție de 20 : 1 executîndu-se un număr de trei spălări.

S-a făcut o flotare primară și două reflotări, consumîndu-se în total, pentru depresarea blendei 6,7 kg sulfat de zinc; ca reactiv spumant s-a folosit flotanolul, iar drept colector s-a folosit xantatul.

Pe aceeași linie s-au extins încercările și asupra altor concentrate zincoase.

Rezultatele încercărilor de laborator sînt redate în tabela 8.

La toate cele cinci sorturi de concentrate zincoase se constată o reducere importantă a conținutului de fier (cu 3—9 puncte) și o creștere corespunzătoare a conținutului de zinc (cu 6—13 puncte).

Procesul cupro-piritos, în toate cazurile, este bogat în sulf, putînd fi adăugat la concentratul de pirită. În unele cazuri (*B*, *C* și *D*) produsul cupro-piritos are conținuturi importante de cupru (4,3—13%).

Din aceste produse, cuprul s-ar putea valorifica fie direct, drept concentrat cupros, fie cu retratarea lui prealabilă în vederea îmbogățirii (prin depresarea piritei cu var). În acest scop sînt necesare încercări în fază pilot.

Tabela 7

Nr. crt.	Instalația de preparare	Conținut, %				Extracție, %	
		Industrial 1961		ICEMIN 1962		Industrial 1961	ICEMIN 1962
		Zn	Fe	Zn	Fe	Zn	Zn
1	D	48—49	8—10	53	4,36	80—83	86
2	E	44	13	54—58	7,5—8	75	73—77
3	A	46	14—17	52—53	8	71	68—69

Tabela 8

Rezultatele încercărilor de laborator pentru separarea cuprului din concentratele zincoase

Nr. crt.	Exploatarea	Produsul	Extracția în greutate, %	Conținut, %				Extracție, %			
				Zn	Cu	S	Fe	Zn	Cu	S	Fe
1	A	Original	100	40,40	0,28	36,57	17,52	100	100	100	1 00
		Concentrat zincos	59,5	53,53	0,25	31,70	8,30	79,0	54,0	52,5	28,0
		Produs mediu I	17,3	36,10	0,39	35,80	19,20	15,5	24,5	17,3	18,9
		Produs mediu II	8,5	18,40	0,35	43,60	31,60	3,9	10,8	10,2	15,4
		Produs cupro-piritos	14,7	5,40	0,20	49,00	44,60	1,6	10,7	20,0	37,7
2	C	Original	100	45,97	1,80	34,20	9,35	100	100	100	100
		Concentrat zincos	63,0	53,20	1,10	32,20	4,60	73,0	35,8	61,0	39,7
		Produs mediu I	20,2	44,60	2,40	33,70	9,60	15,7	14,7	15,1	13,4
		Produs mediu II	5,2	35,00	2,40	36,60	15,60	7,2	16,0	9,8	13,8
		Produs cupro-piritos	11,6	14,80	4,30	45,30	32,00	4,1	33,5	14,1	33,1
3	D	Original	100	44,70	0,84	34,61	11,69	100	100	100	100
		Concentrat zincos	67,5	57,30	0,36	30,90	4,10	86,0	29,0	61,0	23,7
		Produs mediu I	13,2	38,80	0,73	37,15	15,80	11,4	11,5	14,3	17,8
		Produs mediu II	16,7	5,30	1,80	44,60	35,20	1,9	35,7	21,6	50,0
		Produs cupro-piritos	2,6	1,20	7,60	44,90	36,90	0,7	23,8	3,1	8,5
4	B	Original	100	47,66	1,45	33,36	10,28	100	100	100	100
		Concentrat zincos	81,5	52,90	0,60	32,00	7,10	90,0	33,6	78,0	56,0
		Produs mediu I	9,2	39,50	1,40	36,70	18,30	7,6	8,8	10,1	16,2
		Produs mediu II	6,1	14,70	6,90	43,10	29,20	1,9	29,0	7,8	17,2
		Produs cupro-piritos	3,2	3,70	13,00	44,30	32,6	0,5	28,6	4,1	10,6
5	E	Original	100	40,36	0,77	35,70	16,16	100	100	100	100
		Concentrat zincos	61,9	51,70	0,92	33,00	7,40	79,3	72,4	57,2	28,3
		Produs mediu I	9,7	50,2	0,79	32,5	9,40	12,0	9,0	8,8	5,7
		Produs mediu II	8,6	27,2	0,75	40,7	24,60	5,8	8,3	9,8	13,0
		Produs cupro-piritos	19,8	5,9	0,40	43,5	43,20	2,9	10,3	24,2	53,0

În cazul concentratelor *A* şi *E*, produsul cupropiritos are un conţinut foarte redus de cupru, din cauză că, în concentratul zincos brut, conţinutul de cupru este redus şi în acelaşi timp în mare parte, calcopirita respectivă este concrescută cu blenda.

O dată cu îndepărtarea cuprului se pierde inevitabil şi o parte din zinc în produsul cupropiritos.

Cantitatea de zinc pierdută, ca şi cantitatea de cupru recuperată, nu se pot stabili destul de exact numai pe baza încercărilor de laborator, unde mare parte din metale rămîne în produsele medii. Aceşti indici se vor putea stabili mai exact în faza pilot. Din acest motiv, un calcul economic bazat pe rezultatele din laborator nu poate fi decît orientativ.

În mod convenţional, pentru calculul economic s-a admis repartizarea metalelor din procesele medii în proporţii egale în ambele produse finale. Calculul orientativ arată că extragerea cuprului din concentratele zincoase promite avantaje importante pentru economia naţională, mai ales că în acelaşi timp se realizează şi reducerea conţinutului de fier.

Reducerea cuprului din concentratele zincoase este avantajoasă mai ales acolo unde în concentratul zincos brut, cuprul se află sub formă de calcopirită liberă. Astfel, la exploatările *B* şi *C*, unde conţinutul de cupru în concentratul zincos este de ordinul 1,5—1,8%, separarea cuprului este cu atît mai rentabilă prin faptul că se recuperează o cantitate importantă de cupru într-un concentrat separat.

Corelare şi orizontare stratigrafică pe baza studiului mineralelor terigene*

ing. Al. Manea

Corelarea şi orizontarea stratigrafică a profilelor complexelor sedimentare, bazate pe cercetările mineralelor terigene se fac, de obicei, atît pentru seriile lipsite de fosile cît şi pentru seriile variabile facial. După cum se ştie, absenţa unor forme tipice faunistice sau de floră, ca şi variaţia rapidă a particularităţilor litologice pe distanţe mici, produc multe încurcături, discuţii interminabile în aprecierea atribuirii unor serii uneia sau altei vîrste, îngreuiarea cu denumiri locale a faciesurilor şi formaţiunilor etc., deci este imposibil să se folosească metodele cunoscute de orizontare şi corelare pe baza analizelor paleontologice, paleofitologice şi litologice.

Metodele mineralogice de corelare şi orizontare stratigrafică, după compoziţia mineralelor terigene, sînt bazate pe studiul detaliat al compoziţiei mineralelor, al caracteristicilor tipomorfe ale acestora şi al conţinutului cantitativ. Întrucît compoziţia mineralelor terigene ale rocilor sedimentare este determinată de caracterul rocilor mamă, atunci, independent de condiţiile de sedimentare, se vor urmări în rocile sedimentare acele complexe mineralogice care sînt caracteristice pentru rocile sursei de alimentare. În sensul celor spuse mai sus, ca minerale indicatoare sînt luate mineralele grele terigene. Aceste minerale grele terigene constituie totuşi, de obicei, un procent foarte mic din roca mamă, dar în acelaşi timp sînt foarte variate ca specii minerale.

Pe lîngă proprietăţile enumerate mai sus, trebuie să mai amintim, de asemenea, încă o caracteristică deosebit de importantă a acestor minerale grele terigene, aceea că fiecărui tip de rocă mamă îi corespunde precis şi strict un anumit complex de minerale grele. Acelaşi lucru se referă şi la compoziţia mineralogică a fracţiei uşoare. Această regulă este deosebit de importantă în corelarea stratigrafică bazată pe cercetările mineralogice ale rocilor sedimentare. Aceasta este aşa numitul „principiu al eredităţii sedimentare" citat în lucrarea lui V. C. Papiu „Petrografia rocilor sedimentare".

Să exemplificăm cele spuse: admitem că în sînul rocilor mamă ale sursei de alimentare a bazinului de acumulare şi sedimentare din diversele zone litologice, rocile metamorfice de diverse tipuri petrografice ca: şisturi granatice, distenostaurolitice şi sericito- cloritoase capătă o largă dezvoltare; pe baza principiului expus mai sus, vom întîlni în mod indiscutabil în rocile sedi-

* Se supune discuţiei

mentare, fie ele conglomerate, gresii, nisipuri, aleurolite, marne, minerale ca: granat, disten, staurolit, muscovit, clorit.

Din cele spuse reiese clar că mineralele găsite în rocile terigene reprezintă o asociație paragenetică care reflectă compoziția rocilor mamă.

În literatura din ultima vreme, se ridică problema necesității ca în corelarea bazată pe studiul mineralelor terigene să se compare compoziția mineralogică numai a complexelor de aceeași natură litologică, adică gresii cu gresii, nisipuri cu nisipuri etc. Personal, consider mai justă propunerea lui S. G. Sarkisian, ca în scopul corelării juste să se facă o diferențiere numai cantitativă și dimensională a materialului care se prelucrează în scopul studiului mineralelor grele, întrucît procesul de sedimentare, poate să depună aceeași asociație paragenetică mineralogică într-un loc în nisipuri, în alt loc în aleurolite etc. și deci în final să se obțină rezultate de aceeași valoare, în roci litologic diferite. Diferențierea cantitativă și dimensională duce la îmbogățirea cantitativă și calitativă a fracției grele din rocile cu granulozitate fină și foarte fină și deci și la reflectarea reală a paragenezelor mineralogice inițiale.

În mod practic, începuturile oricărei orizontări sau corelări stratigrafice a unui complex sau serie de complexe sedimentare constă în stabilirea unor asociații mineralogice corelative pe strate, orizonturi, intercalații, inițial separate litologic, dintr-un bazin sedimentar și caracterizate cu precizie în ceea ce privește apartenența de vîrstă. După aceea, în mod consecutiv se analizează și celelalte profile, caracterizîndu-se și ele prin asociațiile de minerale terigene respective, pentru ca în final să se treacă la corelările și orizontările acestor profile în funcție de asociațiile mineralogice corelative pe care le conțin.

În cercetările mineralogice ale rocilor sedimentare care constituie un orizont determinat, se relevă minerale terigene caracteristice care au rezistat proceselor de remaniere și diageneză și care se urmăresc în toate tipurile de roci ale orizontului dat. Aceste minerale sînt denumite în literatură *„minerale de corelație"*. Asociațiile caracteristice ale acestor minerale de corelație sînt în general determinate de următorii factori:

a) raporturile cantitative predominante asupra celorlalte minerale;

b) prezența unor minerale tipomorfe principale în cantități subordonate în sînul acelor accesorii care dau caracterul predominant al formațiunilor inițiale;

c) proprietăți ca: formele granulelor, culoarea, structura unor minerale, incluziunile, pseudomorfozele și altele ca și proprietățile optice.

Asociațiile determinate pe baza acestor criterii și care formează principiul conducător al orizontărilor stratigrafice, ocupînd o poziție determinantă, în situarea unui orizont dat, se numesc *„asociații corelative"*. Suprafața pe care o ocupă orizonturile care cuprind asociațiile corelative, avînd o largă dezvoltare în spațiu, a fost denumită în anul 1947 de Baturin *„provincie terigeno-mineralogică"* corespunzînd termenului de *„provincie petrografică"*, a autorilor Edelman și Doeglas [1]. Provinciile terigeno-mineralogice, în funcție de complexitatea constituției geologice a sursei de alterare, pot fi simple și complicate. În funcție de dimensiunile suprafețelor ocupate de provinciile terigeno-mineralogice și amploarea corelărilor stratigrafice posibile, pot fi restrînse sau foarte vaste. Dimensiunile provinciilor terigeno-mineralogice, deci și amploarea corelărilor stratigrafice, depind în primul rînd de caracterul dezvoltării geologice a formațiunilor preexistente pe aria de alimentare a bazinului de acumulare, de caracterul reliefului acestor arii, de tectonica și clima regiunilor ocupate de acestea, și care în final, în totalitatea lor, duc la condiționarea ariei de răspîndire a materialului clastic. Pe lîngă toate acestea, o mare însemnătate o capătă poziția geografică și caracterul reliefului bazinului de sedimentare, dimensiunile și viteza transportului materialului clastic, felul de transport, caracterul și felul regimului hidrodinamic al mediului și al bazinului, care la un loc condiționează existența sau dispariția unor asociații sau numai a unor indivizi minerali. Toate aceste elemente duc la faptul cunoscut că numărul de specii minerale crește proporțional cu apropierea de timpurile actuale, adică sînt mai numeroase cu cît ne deplasăm în domeniul formațiunilor mai noi.

După apartenența la domeniile sedimentar, metamorfic și eruptiv, în alegerea mineralelor de corelare, trebuie să ne stabilim asupra acelor specii minerale care se mențin constant în orizontul dat pe o suprafață cît mai întinsă. Referitor însă la domeniul sedimentar, este absolut obligatoriu a determina cu o cît mai mare precizie dacă provin direct din rocile inițiale de origine sau dacă provin din sedimente în care au fost remaniate din aceste roci. În acest sens trebuie să avem în vedere că variațiile din compoziția mineralelor se mai datoresc și proceselor de diageneză și epigeneză, în special asupra mineralelor melanocrate (ex. augit, hornblendă obișnuită, epidot, biotit etc.) producînd diferite pseudomorfoze ca: calcitizarea augitului și hornblendei, cloritizarea augitului, hornblendei, biotitului și altele.

Dacă provincii terigeno-mineralogice complicate sînt supuse corelărilor și orizontărilor stratigrafice, atunci sîntem obligați a selecționa din marele număr de minerale asociații paragenetice care să caracterizeze rocile mamă ale ariilor de alimentare.

După propunerile lui V. P. Baturin, pentru stabilirea complexului rocilor mamă ale regiunilor alimentare, se pot folosi două metode: diferențială și fluviointegrală.

Metoda diferențială constă în studierea amănunțită a aluviunilor rîurilor care erodează rocile mamă posibile. Această metodă este mai completă și creează un tablou sintetic asupra compoziției tuturor rocilor care intră în constituția geologică a regiunii de alimentare. În acest fel, cercetarea compoziției mineralogice a depozitelor actuale ne indică posibilități largi de separare a mineralelor de corelare pe suprafețe întinse.

De asemenea, în cercetările noastre trebuie să urmărim asiduu compoziția mineralelor conducătoare a unui orizont dat prin trecerea acestuia într-o provincie terigeno-mineralogică în alta, acolo unde aceste observații sînt posibile, întrucît acest lucru este foarte important pentru amploarea corelărilor stratigrafice și a preciziei acestora, deoarece se pot stabili variațiile condițiilor paleogeografice ale bazinelor de sedimentare ca și caracterele parametrilor de sedimentare. În acest caz ia naștere posibilitatea studierii unor complexe sedimentare de vîrstă diferită și de grosimi mari. În scopul dezlegării acestei probleme, în primul rînd este necesar a separa petrografic complexul litologic dat, în diverse strate, intercalații, pachete, orizonturi. Orizontarea stratigrafică a acestora, bazată pe datele analizei mineralogice, se execută avînd în vedere variațiile calitative și cantitative ale mineralelor terigene în profile alternative. Ca exemplu de astfel de orizontare stratigrafică, se pot da lucrările lui S. G. Sarkisian executate pentru formațiunea petroliferă productivă Apșeron.

Tot în scopul orizontării stratigrafice a complexelor sedimentare, trebuie să avem în vedere încă un detaliu și anume acela că o atenție deosebită trebuie acordată nu numai variației procentuale în profil a unei asociații paragenetice sau a unui mineral conducător ci și raporturile cantitative cu celelalte minerale, în special cu variațiile conținutului mineralelor autigene. În scopul obținerii unei imagini de ansamblu complete, se face în mod separat calculul mineralelor clastice pe de o parte, iar pe de alta a mineralelor autigene.

La fel trebuie să ținem seama de poziția și succesiunea spațială a complexelor care constituie o regiune dată. În acest caz, dacă profilul inițial are roci cu compoziție mineralogică variată și fiind așezate orizontal, erodîndu-se succesiv, vom obține în regiunea de acumulare un profil invers. În baza noului profil, vom avea asociații paragenetice sau minerale conducătoare caracteristice orizontului superior al vechiului profil, apoi celui de-al doilea orizont și așa mai departe, adică în succesiune inversă celui inițial. Trebuie, de asemenea, să acordăm o mare atenție caracterului tectonic al rocilor. Dacă rocile sînt tectonizate, ele vor fi supuse alterării în mod diferit, după gradul dislocării și deci vom găsi în bazinele sedimentare asociații sau minerale conducătoare, nu în ordine geocronologică, ci ele vor depinde de gradul tectonizării și de caracterul structurilor cutate, astfel că putem avea la un moment dat minerale terigene stabile ale celor mai vechi formațiuni care au fost cel mai mult expuse tectonizărilor repetate, apoi fie succesiv pînă la cele mai tinere, sau pe sărite, după intensitatea tectonică la care au fost supuse rocile complexului sau profilelor date.

În mod frecvent, corelarea sau orizontarea stratigrafică a complexelor sedimentare se bazează deci pe variația cantitativă a mineralelor conducătoare.

În ultima vreme, în literatura de specialitate se poartă o interesantă discuție și în problema acordării unei atenții cuvenite nu numai criteriilor corelative enunțate pînă acum, ci și proprietăților specifice ale mineralelor care pot constitui criterii corelative sau de orizontare stratigrafică. În această direcție se propune acordarea drepturilor cuvenite nu numai formei granulelor, ci și culorii mineralelor, caracterului pleocroismului, dimensiunilor și formei distribuirii inclusiunilor, care pot caracteriza mineralele conducătoare din anumite orizonturi. În practică, se pot întîmpla adesea cazuri cînd profilul sau complexul dat să conțină cantitativ și compozițional în mod constant aceleași parageneze pe întreaga sa grosime și deci cercetătorul să ajungă la concluzia eronată că nu se pot face separări în complexul dat. Studiind însă cu atenție proprietățile specifice ale mineralelor sau asociațiilor conducătoare pe fiecare orizont, strat, intercalație etc., adesea se pot obține caracteristici particulare care pot deveni corelative și pe baza cărora se pot face separări sau orizontări detaliate. În acest sens Babaev (1954) a stabilit pentru depozitele cretacice ale Uzbekistanului vestic, că pentru senonian apare caracteristic dravitul incolor, pentru turonian — dravitul verde cu rare prizme de elbait și rubellit, pentru cenomanian — dravit brun și verde, pentru albian și apțian — conținut ridicat de mici prizme de dravit verde cu birefringență scăzută; în neocomian dravitele verzi și brune sînt puternic pleocroice cu birefringență foarte ridicată. Pentru corelări care cuprind suprafețe restrînse se apelează, de obicei, la alte proprietăți, de exemplu culoarea unor minerale. Astfel, se pot lua turmalina galbenă, verde, albastră; zirconul roz, almandinul roșu, titanitul auriu, rutilul și varietățile sale ferifere care pot deveni opace, amfibolii albaștri (glaucofan). Toate acestea pot caracteriza prin prezența lor cantitativă anumite orizonturi și în consecință pot devenit corelative.

De obicei, în cercetările mineralogice, în scopul efectuării de corelări şi orizontări stratigrafice, se dă o atenţie mai mică mineralelor terigene uşoare, deşi este cunoscut faptul că multe minerale terigene uşoare, printr-un studiu detaliat, dau posibilitatea stabilirii unor criterii generale suplimentare. În acest sens, feldspaţii, cuarţul şi alte minerale uşoare pot constitui, după natura lor, după caracterul incluziunilor pe care le pot conţine ca şi după anumite particularităţi (forma, variaţia tipului de plagioclazi de la un orizont la altul etc.) criterii importante în corelările şi orizontările respective.

În ultimul timp în Uniunea Sovietică, în cartările la scară mare, se foloseşte în mod curent metoda mineralogică de corelare şi orizontare stratigrafică paralel cu ridicările geologice prin metoda urmăririi litologice a stratelor, avînd astfel posibilitatea urmăririi nemijlocite a caracterului schimbărilor faciale direct la faţa locului.

Studiile de petrografie, bazate pe cercetarea mineralelor grele, au fost introduse la noi în ţară, ca şi celelalte cercetări petrografice asupra rocilor sedimentare, de către acad. M. G. Filipescu. Lucrările sale se referă la o seamă de formaţiuni detritice cum sînt: gresia de Kliwa, gresia cretacică de la Breaza, nisipul dacian de la Mierlău-Gepiş (Bazinul Beiuş), nisipurile aluvionare de pe văile Bistriţa şi Bistricioara. În anul 1935 E. Saulea a prezentat un studiu asupra nisipurilor aurifere de la Pianul de Sus. După anul 1939 nu se mai semnalează astfel de lucrări pînă la înfiinţarea în anul 1950 a Laboratorului de cercetări geologice a M.I.P.C. cînd studiul mineralelor grele începe să se execute sistematic asupra formaţiunilor petrolifere. În anul 1957 M. Chiriac execută un studiu mai complex asupra nisipurilor apţiene din sudul Dobrogei. În anul 1958, Al. Codarcea, V. Ianovici şi colaboratorii, pun în evidenţă în aluviunile din zona masivului sienitic alcalin de la Ditrău prezenţa unui număr de minerale detritice importante şi sub raport economic.

De la înfiinţarea Institutului geologic, studiul mineralelor grele a căpătat un caracter planificat în cercetările care se execută în sectorul „Petrografia rocilor sedimentare", asupra bazinelor neogene din vestul ţării, care au dus la concluzii interesante privind bazinul Brad-Săcărîmb şi alte bazine, unde se conturează deja parageneze specifice, care pot corela şi rezolva probleme de vîrstă ale mineralizărilor din Munţii Metaliferi. Aceste date vor fi comunicate ulterior cînd vom avea posibilitatea executării unor studii complexe, în special asupra fracţiunilor opace.

În concluzie, se poate spune că un laborator cu dotaţia completă pentru studiul mineralelor terigene, executînd studii minuţioase, complexe, aplicînd just principiile acestor studii la cazurile concrete, metodele de corelare şi orizontare stratigrafică pe baza cercetărilor mineralogice ale formaţiunilor sedimentare, pot completa cercetările paleontologice, paleofitologice şi litologice.

Bibliografie

[1] Papiu, V. C. *Petrografia rocilor sedimentare.* Editura ştiinţifică, Bucureşti, 1960.
[2] Preobrajenskii, I. A. şi Sarkisian, S. G. *Minerali osadocinîh porod.* Gostoptehizdat, Moskva, 1954.
[3] Sarkisian, S. G. *Opît mineraloghiceskoi korreliaţii pri krupnomaştabnoi ghedoghiceskoi sîemke.* Izv. Akad. Nauk. SSSR. otd. tehn. nauk, Moskva, nr. 7, 1947.
[4] Sarkisian, S. G. şi Sapovalov, G. A. *Petrografia maikopskih i sarmatskih otlojenii Vostocinoi Gruzii i paleogheografia vremeni ih obrazovania.* Izv. Acad. Nauk. SSSR., Moskva, 1952.
[5] Strahov, N. M. şi colectivul. *Metodi izucenia osadocinîh porod.* Gosgheoltehizdat, Moskva, 1957.

NOTE

Despre unele probleme privind metodologia reprezentării grafice a datelor economice (aplicaţii la studiul dezvoltării industriei miniere din R.P.R.)*

I. Teich

Grafica statistică a căpătat în ultimii ani un cîmp larg de aplicaţie. Utilizînd mijloace de exprimare simple, grafica statistică redă în imagini sugestive evoluţia diverselor fenomene din economie şi industrie, indicînd variaţia şi direcţia dezvoltării acestora.

Elementele de bază în grafica statistică sînt: sistemele de axe de coordonate, scările, unitatea de lungime, reţeaua cadrului grafic, legenda. Cu aceste elemente, prin analogie cu reprezentarea geometrică a variaţiei funcţiilor în geometria analitică şi în analiza matematică, statistica reprezintă geometric variabilele statistice.

În cele ce urmează vom prezenta unele grafice statistice utile, mai ales pentru reprezentarea seriilor dinamice, din industria minieră şi modul corect de elaborare a unor asemenea grafice.

★

În practică, se utilizează frecvent graficul care reprezintă seriile dinamice. Exemplul din figura 1, ilustrează un astfel de caz.

În figura 1, este ilustrată în coordonate polare o curbă sub formă de spirală care reprezintă dinamica producţiei lunare de cărbune brut extras în industria minieră din R.P.R., în anii 1955—1960. Într-un cadru grafic restrîns, un volum apreciabil de date este redat sub o formă intuitivă şi deci accesibilă unei analize imediate, din care se desprinde tendinţa de dezvoltare a industriei cărbunelui din R.P.R., în perioada planului cincinal, care a precedat planul actual de perspectivă.

Realizarea unei asemenea reprezentări, deşi necesită unele calcule premergătoare, este simplă. Pentru exemplificare, în tabela 1, este redat modul de calcul al unui ciclu al spiralei din figura 1, pe baza datelor care se referă la realizarea producţiei lunare de cărbune brut extras în R.P.R., în anul 1955 **.

Datele din tabela 1 se exprimă cu ajutorul ecuaţiei liniare (1) corespunzătoare unui cadru polar, prin analogie cu reprezentarea în coordonate rectangulare:

$$\rho = a\theta + k \qquad (1)$$

unde:

parametrii a şi k sînt daţi de următoarele expresii:

$$a = \frac{n\sum_1^n i\theta_i \rho_i - \sum_1^n i\,\theta_i \sum_1^n i\,\rho_i}{n\sum_1^n i\theta_i^2 - \left(\sum_1^n i\theta_i\right)^2},$$

$$k = \frac{\sum_1^n i\rho_i \sum_1^n i\theta^2{}_i - \sum_1^n i\theta_i \sum_1^n i\,\theta_i \rho i}{n\sum_1^n i\theta_i^2 - \left(\sum_1^n i\theta_i\right)^2}$$

În ecuaţia (1) ρ_i este nivelul lunar al producţiei, care se situează în figura 1, pe coordonata polară respectivă, a şi k două constante, care condiţionează tendinţa curbei, iar θ_i, unghiul polar care măsoară intensitatea variabilei ρ_i. Cunoscînd valorile parametrilor a şi k, care se

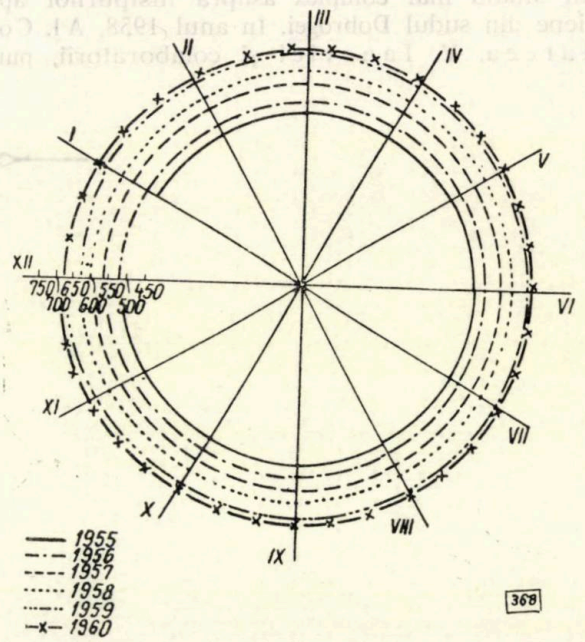


Fig. 1.

* Se supune discuţiei.

** Datele necesare elaborării spiralei din figura 1 au fost extrase din Buletinul statistic trimestrial nr. 1, 1960, p. 22—23.

Tabela 1

	Producția realizată, ρ_i	Unghiul polar, θ_i	$\theta_i \pi$ radiani	θ_i^2	$\theta_i \rho_i$	$\rho_i = a\theta_i + k$
A	1	2	3	4	5	6
Ianuarie	476	30°	0,52	0,27	249,11	492,14
Februarie	479	60°	1,05	1,10	502,35	495,10
Martie	545	90°	1,57	2,47	855,65	498,07
Aprilie	515	120°	2,09	4,38	1 078,07	501,03
Mai	493	150°	2,62	6,85	1 291,66	504,00
Iunie	502	180°	3,14	9,87	1 577,08	506,97
Iulie	509	210°	3,66	13,42	1 846,64	509,93
August	500	240°	4,19	17,53	2 095,00	512,90
Septembrie	508	270°	4,71	22,18	2 392,68	515,86
Octombrie	528	300°	5,23	27,37	2 763,20	518,82
Noiembrie	508	330°	5,76	33,14	2 943,72	521,79
Decembrie	540	360°	6,28	39,47	3 392,92	524,77
Total	6 104	—	40,82	178,05	20 988,18	6 101,38

determină cu ușurință pe baza unor transformări algebrice elementare (tabela 1 coloanele 3—6), construcția graficului nu implică nici-o complicație.

Cu ajutorul datelor din tabela 1 parametrii a și k vor primi următoarele valori:

$$a = \frac{12 \times 20\,988{,}18 - 40{,}82 \times 6\,104}{12 \times 178{,}05 - (40{,}82)^2} = 5{,}67,$$

$$k = \frac{6\,104 \times 178{,}05 - 40{,}82 \times 20\,988{,}18}{12 \times 178{,}05 - (40{,}82)^2} = 489{,}17.$$

În acest caz ecuația liniară a primului ciclu din spirala dată în figura 1 va fi:

$$\rho = 5{,}67 \cdot \theta_i + 489{,}17.$$

De unde introducînd succesiv în ecuație valorile lui θ_i din coloana 3 se determină valorile seriei ajustate din coloana 6:

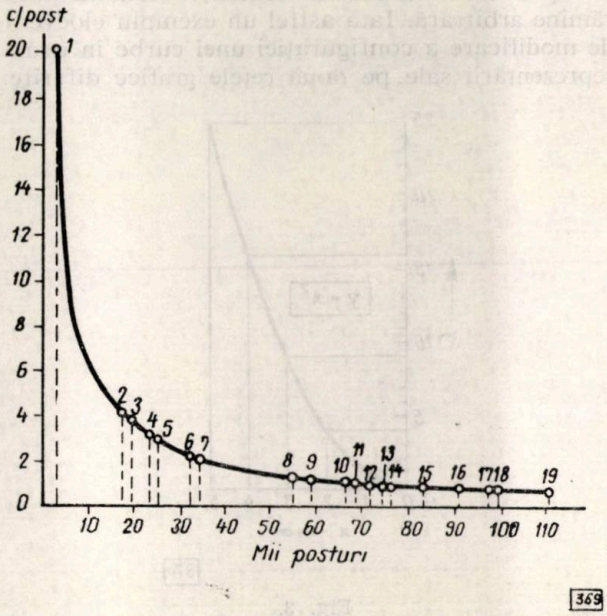
1) $5{,}67 \times 0{,}52 + 489{,}17 = 492{,}14,$
2) $5{,}67 \times 1{,}05 + 489{,}17 = 495{,}10,$
. . . . . .
12) $5{,}67 \times 6{,}28 + 489{,}17 = 524{,}77.$

Datele din coloana 6 urmează să fie situate apoi în coordonate polare. Un cerc se împarte în 12 raze vectoare, corespunzătoare celor 12 luni ale anului. Pe una din raze se fixează scara de referință, care se divizează în mod obișnuit și care trebuie să cuprindă nivelul cel mai mic și cel mai mare al producției ajustate. În funcție de diviziunile scării respective, se așază valorile din coloana 6 pe raza corespunzătoare lunei din anul considerat. La fel se procedează și pentru celelalte cicluri ale spiralei *.

★

O deosebită atenție se acordă în lucrările de statistică, evidență și planificare, reprezentării în coordonate rectangulare. Deși un grafic elaborat pe bază de coordonate rectangulare are o capacitate mult mai mică de reprezentare decît un grafic în coordonate polare, acesta este mai des utilizat în practică. Un atare exemplu îl constituie graficul din figura 2, care redă variația productivității muncii într-o mină de cărbune, de la abataj pînă la expediție [1].

Figura 2 reprezintă sugestiv influența proceselor auxiliare și de deservire asupra productivității muncii. Este necesar însă să facem abstracție de unele probleme metodologice ale calculului productivității muncii care pot fi puse în discuție, datorită cărora variația ilustrată în figura 2 apare sub forma unei curbe hiperbolice [2]



369

Fig. 2.

În figura 2, unde se reprezintă două variabile în dependență funcțională, variația nivelului productivității în funcție de numărul de muncitori aflați în succesiunea procesului tehnologic al minei, remarcăm că unitățile de lungime care divizează cele două axe de coordonate sînt egale ca mărime.

Condiția de egalitate a unităților de lungime de pe axele de coordonate, prezintă interes mai ales atunci cînd se ilustrează serii dinamice sau de timp, unde avem de-a face cu o singură variabilă: de exemplu dinamica producției de cărbuni între anii 1955—1961. În acest caz variabila se consideră numai nivelul producției, care se situează pe ordonată. Timpul în care s-a realizat producția respectivă nu se consideră o variabilă. În fond, pe abscisă se trece numărul de ordine al anilor în succesiunea lor cronologică, fiecărui an corespunzîndu-i pe ordonată un anumit nivel de producție. În acest sens precizăm că între diviziunile de pe ordonată și cele de pe abscisă există de fapt o legătură formală

* O analiză detaliată a metodei de reprezentare în coordonate polare poate fi urmărită în Revista de Statistică nr. 6, 1962 (I. Teich „Reprezentarea seriilor dinamice prin diagrama polară", p. 74—77).

și nu una funcțională ca în cazul reprezentării seriilor de variație (fig. 2).

În general, în grafica statistică nu s-a stabilit un principiu riguros exact în ceea ce privește corelația dintre diviziunile axelor rectangulare. Totuși, pentru a nu se lăsa loc arbitrariului în trasarea curbelor, se recomandă în literatura de specialitate ca unghiul de înclinație al acestor curbe, care reflectă variația sau ritmul de dezvoltare, să fie de aproximativ 35° în rețeaua pătratică, de aproximativ 45° în rețeaua verticală, și de aproximativ 25° în rețeaua orizontală [3].

Soluția propusă în acest sens ni se pare insuficientă. Posibilitatea figurării uneia și aceleiași curbe pe trei rețele grafice, îi va imprima acesteia tot atîtea configurații diferite. Ca urmare, interpretarea vizuală a tendinței fenomenului rămîne arbitrară. Iată astfel un exemplu elocvent de modificare a configurației unei curbe în urma reprezentării sale pe două rețele grafice diferite.

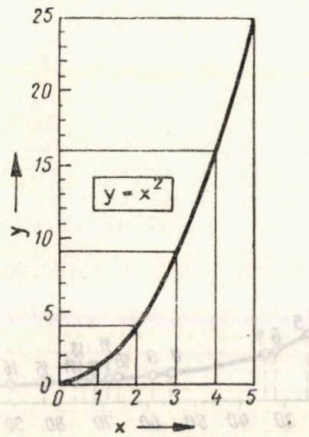


Fig. 3.

Exemplul respectiv, luat din reprezentarea funcțiilor în matematică, se justifică însă din punct de vedere analitic [4].

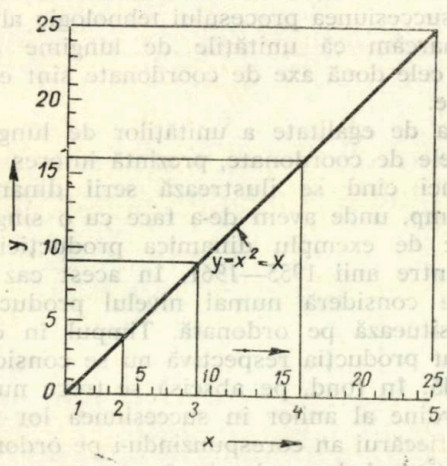


Fig. 4.

În figura 3 se reprezintă o parabolă de tipul $y = x^2$, în coordonate rectangulare cu scări izograde. În figura 4 se păstrează pe ordonată aceleași unități de lungime ca în figura 3, dar în schimb cele de pe abscisă se modifică. Ele au aceeași mărime ca cele de pe ordonată. Această modificare face ca parabola din figura 3 să se transforme în figura 4 într-o dreaptă:

$$y = x^2 = X$$

Pe baza unor studii efectuate în legătură cu unghiul de înclinație a curbei, s-a ajuns la concluzia că acesta poate reda aproximativ corect tendința fenomenului, respectiv ritmul său dacă este calculat pentru o rețea patratică, ca în figura 4, cu ajutorul metodei celor mai mici patrate [5].

Astfel, dacă reprezentăm evoluția producției anuale de cărbune brut, extras în anii 1955—1961 pe baza datelor din tabela 2 graficul trebuie să arate conform cu metoda amintită, ca cel din figura 5.

Rețeaua graficului din figura 5 se determină pe baza datelor din tabela 2, cu ajutorul ecuației liniare de tipul $y = a + bt$ (2) și se aplică conform indicațiilor de detaliu pentru construcția graficului date în tabela 3. Procedeul de ajustare cu o asemenea ecuație este cunoscut în general de ingineri și economiști. Pentru reactualizare dăm în tabela 2 metodologia calculului de ajustare aplicată la seria din coloana 1.

Tabela 2

Anul	Producția realizată, mii tone * y_i	Perioada, t_i	t_1^2	$t_i \; y_i$	Tendința de dezvoltare, Y_i
0	1	2	3	4	5
1955	6 104	−3	9	−18 312	6 112,31
1956	6 472	−2	4	−12 944	6 544,49
1957	7 055	−1	1	− 7 055	6 976,67
1958	7 388	0	0	0	7 408,18
1959	7 977	+1	1	+ 7 977	7 841,03
1960	8 163	+2	4	+16 326	8 273,21
1961	8 703	+3	9	+26 109	8 705,39
	51 862	0	28	+12 101	51 861,28

* Sursa: Anuarul statistic al R.P.R. 1962, p. 152.

Cum:

$$a = \frac{\sum_1^n y_i}{n} = \frac{51\,862}{7} = 7\,408{,}84 \text{ și}$$

$$b^* = \frac{\sum_1^n y_i \, t_i}{\sum_1^n t_i^2} = \frac{12\,101}{28} = 432{,}18$$

* Parametrul b mai este denumit și panta liniei de tendință; valoarea lui reprezintă variația lui y corespunzător unei unități de timp t.

Tabela 3

Indicații de detaliu pentru construcția graficului din figura 5	Valori pentru divizarea scărilor
Scara graficului	80 mm
Creșterea medie absolută a variabilei, dată de parametrul b din ecuația (2)	432,18
Diferența absolută dintre valoarea cea mai mică și valoarea cea mai mare a scării (tabela 2, coloana 1)	2 599
Calculul rețelei patratice, mm	$\frac{80 \text{ mm}}{2\,599} \times 432{,}18 = 13$
Unitatea de lungime pentru divizarea scării valorilor concrete și respectiv pentru divizarea axei timpului, pentru o valoare a creșterii medii absolute	13 mm

ecuația liniară va fi:

$$Y = 7\,408{,}85 + 432{,}18\ t_i.$$

Introducînd în ecuația liniară de mai sus valorile lui t_i cu semnul lor algebric, se determină în coloana 5 valorile dreptei de ajustare, care exprimă tendința de dezvoltare cuprinsă în valorile seriei reale (col. 1).

De exemplu:

1) $7\,408{,}85 + 432{,}18\,(-3) = 6\,112{,}31$,
2) $7\,408{,}85 + 432{,}18\,(-2) = 6\,544{,}49$,

. . . . . .

7) $7\,408{,}85 + 432{,}18\,(+3) = 8\,705{,}39$.

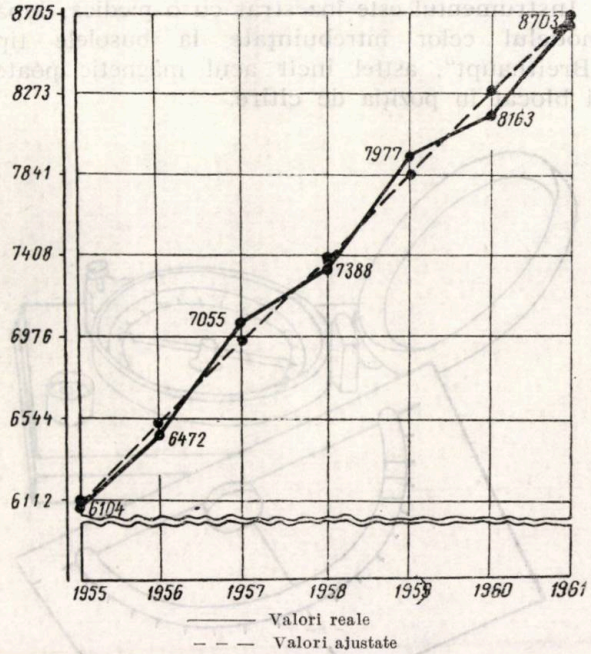


Fig. 5.

Pe baza datelor din coloana 1 și a celor determinate în coloana 5, prezentăm metoda de elaborare a graficului din figura 5, care se dovedește a fi simplă și operativă:

Metoda de construcție a graficului din figura 5 constituie și un procedeu de verificare a modului cum curba redă sau nu corect tendința de dezvoltare a producției. Astfel, dacă în graficul din figura 5 s-ar fi procedat la divizarea celor două axe în mod similar cu divizarea axelor din figura 3 s-ar fi obținut o rețea alungită și nu una pătratică. În consecință, dreapta calculată prin ecuația (2), nu s-ar mai fi situat central față de curba valorilor reale. În orice caz, metoda propusă mai sus se justifică într-o bună măsură atît din punct de vedere matematic cît și grafic, în timp ce recomandările anterioare pentru determinarea unghiului de înclinație a curbei într-un sistem rectangular, nu prezintă și justificările corespunzătoare.

★

Din prezentarea sumară făcută în legătură cu unele probleme de grafică statistică, care se pot aplica la studiul fenomenelor economice din industria minieră trebuie să reținem că, construcția unor grafice de acest gen atît pentru analiză, cît și pentru popularizarea unui volum de date care reflectă o bogată activitate, se sprijină în bună măsură pe metodologia de reprezentare a funcțiilor în matematică.

Indiferent de varietatea formelor grafice care se pot elabora pentru reprezentarea fenomenelor economice, este necesar să se aleagă și să se utilizeze grafice simple, elastice care să ilustreze convingător dezvoltarea fenomenului în timp.

Graficele în coordonate rectangulare și cele în coordonate polare, întrunesc aceste calități și ele pot fi utilizate în mod corespunzător în industria minieră.

Bibliografie

[1] Lubenescu, D. *Organizarea lucrărilor miniere.* Editura tehnică, București, 1955.
[2] Lubenescu, D. și Teich, I. *Metode de calcul al indicilor productivității muncii în industria minieră.* Revista Minelor, nr. 11, 1959.
[3] Bîzov, L. A. *Metodele grafice în planificare, statistică și evidență.* Editura de stat pentru literatură științifică, București, 1954.
[4] Iorga, M și Andrian, A. *Diagrame, abace, monograme.* Editura tehnică, București, 1959.
[5] Teich, I. *Unele probleme privind reprezentarea grafică a seriilor dinamice.* Rev. Statistikai Szemle, Budapesta, nr. 6, 1959, p. 626—632.

Busole geologice speciale folosite în studii de microtectonică

A. Semaka

Busola geologică este instrumentul principal cu care se fac măsurătorile geologice. Concepută inițial ca o busolă minieră, ea a suferit unele modificări în decursul timpurilor, care au culminat în anul 1922 prin fabricarea busolei miniere Henke-Breithaupt, cunoscută aproape universal sub numele de „busola Breithaupt". S-ar fi părut că evoluția ideilor constructive privitoare la busolele geologice a ajuns la un apogeu și s-a epuizat [4]. În realitate, în ultimii cincizeci de ani au fost elaborate multe soluții constructive dintre cele mai diferite, menite însă în mare lor majoritate, de a fi repede date uitării. Unele dintre ele sînt interesante și utile pentru studii tectonice și microtectonice. În cele ce urmează vom descrie trei asemenea instrumente.

Elementele tectonice reprezentabile grafic sînt de două feluri: de suprafață și liniare. Reprezentarea elementelor de suprafață este relativ ușoară. În schimb, elementele liniare se măsoară și se reprezintă mai greu. Aceasta se datorează faptului că elementele liniare (sau liniațiile) nu pot fi măsurate prin simpla parametrare a direcției și înclinării.

Se disting trei tipuri de elemente, și anume:

a) liniații de intersecție a două plane;

b) liniații pe suprafețe;

c) axe.

Măsurarea acestor elemente cu busolele obișnuite întîmpină dificultăți. Din această cauză în ultimii 20 de ani s-a încercat punerea la punct a unei rezolvări constructive mai convenabile.

Prima încercare a făcut-o E. Ingerson [3] care imaginează în anul 1942 un „Apparatus for direct measurement of linear structures". Elementul constructiv nou este constituit dintr-o placă verticală, a cărei muchie inferioară se lipește de elementul liniar care urmează a fi măsurat, placă ce poartă un cerc gradat (90° + 90°). Corpul busolei este suspendat printr-un sistem cardanic de partea superioară a plăcii, prevăzută cu un cerc suplimentar, care creează astfel posibilitatea oscilării instrumentului după două axe, pînă la calare (fig. 1). Măsurarea înclinării liniației se face cu ajutorul unui pendul — corp unitar cu busola — care prin greutatea sa produce calarea busolei, respectiv indică verticala. După echilibrarea busolei în poziția orizontală, se fac cele două citiri: pe cercul gradat vertical valoarea înclinării indicată automat de pendul, iar pe busolă, valoarea azimutului acestei înclinări.

Instrumentul este înzestrat cu o piedică, după modelul celor întrebuințate la busolele tip „Breithaupt", astfel încît acul magnetic poate fi blocat în poziția de citire.

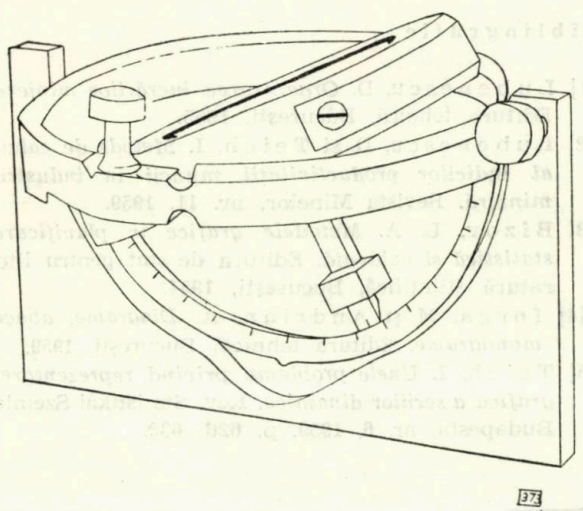


Fig. 1. Busolă model Ingerson 1942.

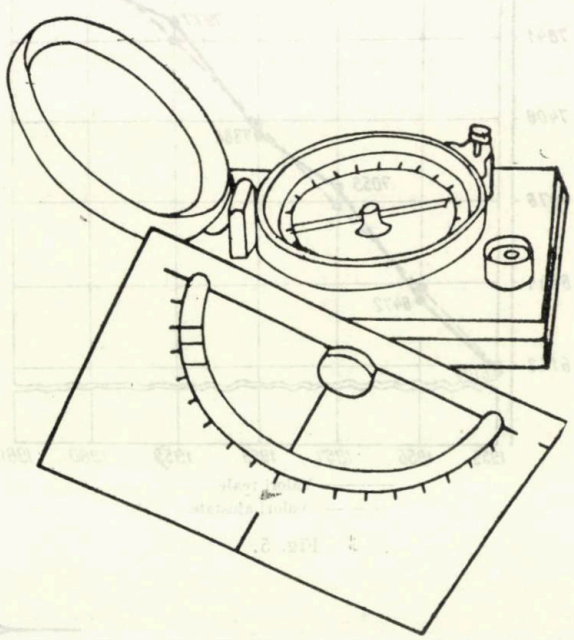


Fig. 2. Busolă model Clar 1954.

Metoda de lucru este în sine foarte rapidă, calarea sistemului, şi deci indicarea valorilor, făcîndu-se de la sine, prin pendulare. Singură, măsurarea elementelor plane este mai greoaie. Inconvenientul constructiv al busolei este însă imposibilitatea de a face măsurători sub strat.

Un model mai nou de busolă, special adaptat acestui scop, se datorează lui E. Clar, (1954) [1]. Constructiv soluţia sa este incomparabil mai simplă. La o busolă obişnuită tip „Breithaupt", s-a adăugat o dublură groasă sub placa

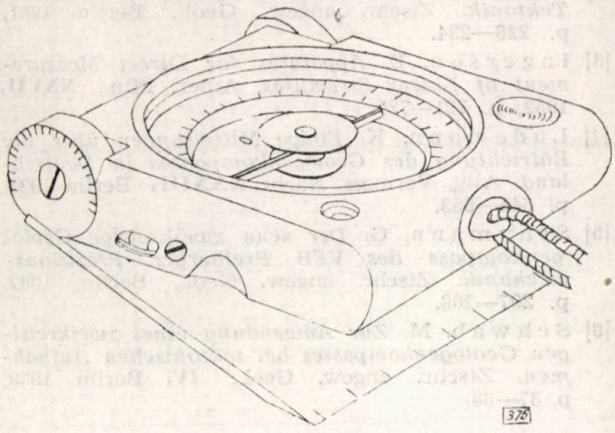


Fig. 3. Busolă model VEB 59.

de bază, de formatul acesteia din urmă (80 × × 100 mm). Pe una din laturile lungi, este fixată, prin intermediul unui şurub, o placă verticală cu fantă gradată (fie 90° + 90°, fie 100^g + 100^g) care se poate roti în jurul şurubului-ax (fig. 2).

Măsurarea înclinării liniaţiei se face prin suprapunerea muchiei inferioare a plăcii verticale pe liniaţie şi apoi calarea busolei înzestrate cu o nivelă cu bulă de aer. Această calare se face de către operator. Citirea valorilor înclinării se face pe marginea fantei. În continuare, se citeşte pe cadranul busolei azimutul înclinării.

Ca şi la primul tip de busolă, inconvenientul esenţial este constituit de greutatea — aproape imposibilitatea — luării de măsurători sub strat.

Plecînd de la această realizare, M. Schwab (1958) [6] imaginează o nouă busolă, care, cu mici modificări, este pusă în fabricaţie de VEB Freiberger Präzisionsmechanik. Principiul constructiv este identic cu cel al lui E. Clar, însă modul de realizare este mult mai complet; ne

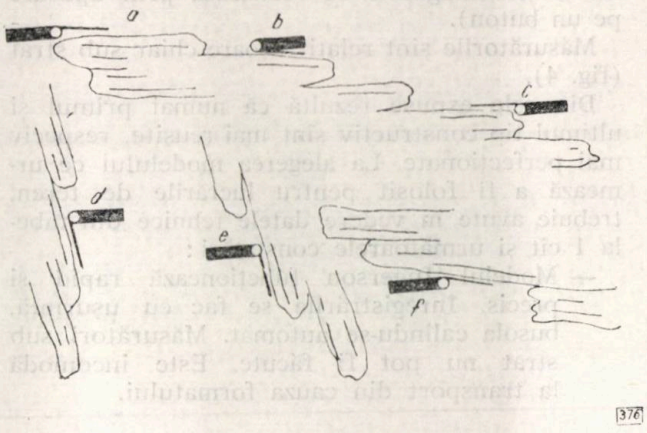


Fig. 4. Modul de lucru cu busola VEB 59.

găsim în faţa unui aparat unitar, comod de manevrat şi de purtat.

În esenţă este vorba de o busolă redusă numai la o jumătate din tipul „Breithaupt", care are o placă de bază dublă; această dublură este mobilă în jurul unui ax ce serveşte în acelaşi timp şi pentru citirea valorii măsurate (fig. 3).

Măsurarea liniaţiilor se face în felul următor: se deschide placa de bază şi se suprapune marginea ei cu liniaţia de măsurat (totdeauna se

Tabela 1

Model de busolă	Ingerson 1942	Clar 1954	VEB Freiberg 59
Diametrul cadranului busolei	50 mm	45 mm	45 mm
Diviziunile cadranului	2° 360°	2° (2^g) 360° (400^g)	2° (2^g) 360° (400^g)
Diametrul cadranului clinometrului	—	20 mm	22 mm
Diviziunile cadranului	2° ± 90°	1° (1^g) ± 90° (100^g)	5° (5^g) ± 90° (100^g)
Punere la punct a declinaţiei	—	±30° (30^g)	± 30° (30^g)
Dimensiunile busolei	100/90/65 mm	100/80/28 mm + placă 100/60 mm	82/75/23 mm
Diviziunile pentru măsurarea liniaţiei	2° 90° + 90°	2° 90° +90° (100^g+100^g)	5° (5^g) 225° (225^g)
Greutate (circa)	290 g	190 + 40 g	225 g

lucrează cu sudul pe strat). Prin deschiderea în continuare se ajunge la calarea busolei, înzestrate cu nivelă cu bulă de aer. Certitudinea obținerii unei poziții exacte este mai mare decît la dispozitivul Clar (deoarece pentru fixare de rocă folosește nu o simplă muchie, ci o întreagă suprafață). Citirea valorilor de înclinare se face pe tamburul lateral axei de rotire a plăcii de bază. După aceasta se face citirea azimutului înclinării pe cadranul normal al busolei. (O inovație constructivă este aceea că pornirea și oprirea acului magnetic se realizează prin apăsare pe un buton).

Măsurătorile sînt relativ ușoare chiar sub strat (fig. 4).

Din cele expuse rezultă că numai primul și ultimul tip constructiv sînt mai reușite, respeciv mai perfecționate. La alegerea modelului ce urmează a fi folosit pentru lucrările de teren, trebuie avute în vedere datele tehnice din tabela 1 cît și următoarele constatări:

— Modelul Ingerson funcționează rapid și precis. Înregistrările se fac cu ușurință, busola calîndu-se automat. Măsurători sub strat nu pot fi făcute. Este incomodă la transport din cauza formatului.

— Modelul VEB 59 are un sistem de lucru mai puțin comod. Măsurătorile se fac relativ ușor chiar și sub strat, în schimb busola nu se calează automat. Transportul busolei este comod din cauza formatului redus.

Bibliografie

[1] Clar, E. *Ein zweikreisiger Geologen- und Bergmannskompass.* Verh. Geol, BA, **IV**, 201—215, Wien 1954.

[2] Hempel, G. *Die Messung von Linearen in der Tektonik.* Ztschr. angew. Geol., Berlin 1961, p. 228—234.

[3] Ingerson, E. *Apparatus for Direct Measurement of Linear Structures.* Amer. Min., **XXVII**, 1952, p. 721—725.

[4] Ludemann, K. *Einige Mitteilungen über die Entrichtung des Geologenkompasses in Deutschland.* Allg. Vermess. Nachr. **XXXIII**, Berlin 1921, p. 645—653.

[5] Schumann, G. *Der neue zweikreisige Geologenkompass des VEB Freiberger Präzisionsmechanik.* Ztschr. angew. Geol., Berlin, 1962, p. 207—208.

[6] Schwab, M. *Zur Anwendung eines zweikreisigen Geologenkompasses bei tektonischen Aufnahmen.* Ztschr. angew. Geol., **IV**, Berlin 1958, p. 37—38.

CRONICĂ

Mineralizația metaliferă din regiunea Baia de Aramă și acțiunile întreprinse între 1859 și 1960, pentru cunoașterea și exploatarea ei

ing. Gh. Damaschin

Singurul zăcămînt metalifer cunoscut istoricește ca fiind exploatat pe teritoriul fostei Țări Romînești este acela de la Baia de Aramă. Era firesc deci, ca atunci, cînd a luat ființă Statul nou romînesc prin Unirea Principatelor Moldovei și Munteniei și cînd s-a căutat a se pune bazele dezvoltării sale economice, atenția să se fi îndreptat asupra acestui obiect de exploatare minieră cu intenția de a-l repune în exploatare.

Vom căuta să prezentăm, în cele ce urmează, informările ce ne dau în acest sens publicațiile aflate în bibliotecile Academiei R.P.R., a Universității din București, a Comitetului geologic și a Institutului de documentare tehnică și le vom completa cu o informare personală.

Situația în 1859. În anul Unirii Principatelor se știa că austriecii exploataseră minele de la Baia de Aramă în timpul cît ocupaseră Oltenia și că, după plecarea lor, exploatarea încetase. Se știa, de asemenea, că prin 1834 casa Hagi Moscu din București repusese în exploatare mine din regiunea Baia de Aramă și adusese, pentru exploatarea lor, ingineri specialiști din Franța și Anglia. Această exploatare n-a durat mult, încît este probabil că în anul 1859 nu mai era în ființă. Nu au rămas informații și date referitoare la natura mineralizației din zonele exploatate, la calitatea și cantitatea producției miniere obținute.

Acțiuni întreprinse după 1859, pentru cunoașterea trecutului exploatării Baia de Aramă.

În anul 1860 Mihail Kokălniceanu publica în „Arhiva Romînă" cîteva extrase din lucrarea lui Paul din Alep intitulată „Călătoriile patriarhului

Macarie al Antiohiei în Țările Romînești și la Moscova". Scrisă în limba arabă, lucrarea fusese tradusă de curînd în limba engleză.

În ea, Paul din Alep între altele, descria și vizita patriarhului și a suitei sale, pe timpul domniei lui Matei Basarab, la minele de cupru din Baia de Aramă și aduce o informație relativ bogată asupra felului cum se prezenta mineralizația în pereții galeriilor, cum se realiza producția minieră și transportul ei, modul cum erau organizate topitoarele pentru obținerea cuprului, calitatea acestuia, comercializarea și transportul lui în țările asiatice.

În 1865, B. P. Hașdeu publică în revista sa „Arhiva Istorică" o bună parte a lucrării lui Paul din Alep, aducînd la cunoștința cititorilor romîni o informare prețioasă și interesantă, mai detaliată decît cea apărută în revista lui Mihail Kogălniceanu cu cinci ani mai înainte.

Lucrarea lui Paul din Alep, tradusă în limba engleză, a fost folosită la elaborarea unei teze de licență, publicată în 1900 sub titlul „Călătoriile patriarhului Macarie în Țările Romînești". Traducerea romînească a făcut cunoscut cititorilor din Romînia cuprinsul volumului I al lucrării lui Paul din Alep, în care se găsește și descrierea vizitei patriarhului și a suitei sale la minele din Baia de Aramă. De această lucrare s-au servit autorii ulteriori care au publicat pasaje din această descriere, de exemplu : prof. P. P. Panaitescu, ing. Al. Ostașcu ș. a.

Prof. P. P. Panaitescu a mers mai departe cu cercetarea documentelor și a publicat o lucrare cu titlul „Minele de armă ale lui Mircea cel Bătrîn", de care vom vorbi în alt articol.

Inginerul Al. Ostașcu, pe baza pieselor de aramă descoperite în Oltenia, ajunge la concluzia că cuprul din Baia de Aramă a fost cunoscut în timpul civilizației tracilor, precum și a popoarelor ce au locuit pămînturile romînești pînă la înființarea Principatului Țării Romînești, în care se cuprindea și Oltenia.

Prin aceste publicații s-au adus informări interesante din trecutul exploatărilor de la Baia de Aramă, la nivelul de cunoștințe contemporan privind modul de prezentare a mineralizației cuprifere, extragerea minereurilor, prelucrarea lor, extragerea cuprului, calitatea și comercializarea lui.

Primele exploatări miniere după anul 1859

Marele Dicționar geografic al Romîniei, editat în 1889, cuprinde informarea că în anul 1881 proprietarul minelor, principele Nicolae Bibescu, reușise să constituie la Paris „Societatea pentru Exploatarea Minelor din Baia de Aramă" și începuse lucrările. La data editării Dicționarului geografic, minele aparțineau lui George Vernescu din București. Marele Dicționar geografic cuprinde informația că acesta a început să construiască un drum de fier de interes local, pentru înlesnirea exploatării pădurilor și a minelor. Nici aceste acțiuni de exploatare minieră nu au avut o viață mai lungă.

De la exploatările făcute de Bibescu și Vernescu nu ne-au rămas informații și date asupra naturii mineralizației, asupra producției miniere etc.

Primul studiu romînesc cu caracter geologic minier făcut în regiunea Baia de Aramă

În penultimul deceniu al veacului trecut, inginerul Matei Drăghiceanu, primul inginer de mine romîn, cu instrucția de specialitate făcută la Școala de mine din Paris, cu o practică solidă, cîștigată ca executant și conducător în Direcția salinelor Statului, cît și la mina de cărbuni de la Bahna, a început cea dintîi acțiune competentă de cercetare a mineralizației metalifere din regiunea Baia de Aramă, în cadrul studiului mineralelor utile din județul Mehedinți. Această acțiune de cunoaștere a mineralizației a fost și a rămas cea mai importantă din veacul trecut.

Spirit cutezător, Matei Drăghiceanu și-a dat seama de agitația ce producea această mineralizație metaliferă în cercurile financiare și economice de atunci, din țară și din străinătate, precum și lipsa de cunoștințe minime a factorilor hotărîtori, ce condiționau o exploatare minieră în regiunea Baia de Aramă.

Mai jos se redau pasaje privitoare la Baia de Aramă din cartea sa publicată în 1885, sub titlul „Mehedinții — studiu tehnic și economic".

"O cestiune s-a ridicat atunci în spiritul fiecăruia, care ar fi fost dispus a se angaja să subscrie la Societatea care se proiectase și anume : gismentele de la Baia de Aramă pot ele da loc la exploatare serioasă și de lungă durată și pot ele motiva o afacere de așa mare importanță pentru a angaja un capital de peste 10 milioane lei ?

Cestiune foarte complicată, la care nu se poate conștiincios răspunde, decît rezolvînd cu inteligență și fără pasiune, diverse alte cestiuni, de ordin tehnic, economic și comercial, cu care aceasta stă în conexitate.

Cestiunea de ordin tehnic este de a ști prin lucrări de căutări tehnice dacă gismentul de la Baia de Aramă este susceptibil de a fi exploatat cu utilitate. Pentru acest sfîrșit aceste lucrări tehnice trebuie să fie dirijate și executate astfel, ca să se poată afla forma gismentelor, puterea lor, întinderea lor, gradul de concentrare al materiei metalice ; cu un cuvînt, toată alura lor subterană. Ori lucrările tehnice ce am arătat că s-au executat la Baia de Aramă, n-au atins cîtuși de puțin acest rezultat.

În loc de a scormoni în vechile escavațiuni longitudinale de acum două secole sau de acum 50 de ani, care nu pot arăta nimic, căci materia utilă a fost exploatată, ar fi fost mai nimerit d-a ataca gismentele prin cîteva galerii transversale direcției lor, începute la distanțe bine chibzuite și la un nivel convenabil ales ; cu modul acesta s-ar fi putut străbate atît gangurile exploatate în parte, neatinse de vechile exploatări, cît și altele, paralele cu acestea ; s-ar fi văzut astfel puterea lor, întinderea lor, modul de diseminare al materiei utile și pentru a studia adîncimea exploatabilă s-ar fi putut executa cîteva puțuri în gisment.

Să nu ni se mai zică, că aceste lucrări nu erau necesare la Baia de Aramă ; căci aci au existat vechi exploatări, care au constatat suficient abundența gismentului prin urmele vechii lucrări și prin grămezile de scorii provenite din tratamentul metalurgic al minereurilor.

Această împrejurare constituie un motiv mai mult pentru întreprinderea acelor lucrări tehnice, căci nu se știe dacă abandonarea acelor mine este datorită evenimentelor politice sau sărăciei și chiar sleirei gismentului în adîncime.

Cestiunea de ordin economic este relativă la costul de producție, care depinde atît de starea d-a fi a gismentului sub diferite raporturi, cît și de cuantumul exploatării.

Ori, în lipsa lucrărilor tehnice care să definească bine caracterul local al gismentului și în lipsa de tradițiuni, cestiunea nu poate fi cu precizie rezolvată. Tot ce am putea spune, este că, în ce privește avuția minereurilor, care constituie unul din elementele determinante ale cestiunei, analizele făcute asupra eșantioanelor extrase de la aflorimente arată oricărui om practic un conținut superior de cupru, de 2—4%.

Chimistul cu un asemenea rezultat neapărat nu poate fi satisfăcut, căci el este deprins a avea ochi, după diferitele publicații, rezultatul eșantioanelor mai totdeauna alese din cele mai avute mine și dînsul în cabinetul laboratorului nu poate lua în considerare atîtea alte elemente, care intră în rezolvarea acestei mari cestiuni, a gradului de exploatabilitate

al unui gisment, precum şi poziţia lui geografică şi topografică, forma, întinderea şi alura lui subterană, valoarea materiei utile a lui pe pieţele comerciale sub o greutate dată etc., atîtea cestiuni ce ies din cadrul competenţei sale.

Din punct de vedere al avuţiei gismentului, sîntem satisfăcuţi şi complet satisfăcuţi, dacă această proporţie de 2—4% cupru s-ar menţine în adîncime".

În continuare şi pentru comparaţie, Matei Drăghiceanu, în cartea citată, aduce informaţii şi date concludente privind minele de cupru din Mansfeld, din sud-vestul Andaluziei, din sudul Portugaliei, de la Maidanpek din Serbia, de la Sasca, Ciclova şi Moldova din Banat. El atunci, în 1885, încheia astfel :

„După impresia cu care am rămas în urma studiului caracterelor interioare ale gismentelor noastre, aş putea zice, cu oarecare probabilitate, că exploatarea lor bine amenajată şi înţelept dirijată ar putea fi, cînd ar avea debuşeu mai dezvoltat — cel puţin atît de economică ca a celor mai puternice mine de felul acesta din restul lumii."

Acţiunea lui C. Vernescu din 1910—1911, pentru crearea unei exploatări la Baia de Aramă

Traducerea lucrării lui Paul din Alep, opinia creată de inginerul Matei Drăghiceanu, devenit factor important în mediul geologic-minier al ţării, şi difuzarea raportului de expertiză, cu concluzii ispititoare, a profesorului Bourbon din Paris, bine cunoscut în cercurile de specialitate din Franţa şi din alte ţări, veneau să creeze o opinie optimistă asupra acestui zăcămînt.

În raportul prof. Bourbon găsim următoarele rezultate analitice :

Probe de pirită

	Proba nr. 1	Proba nr. 2
Silice	5,03%	0,98%
Fier	40,76%	43,27%
Sulf	44,94%	46,92%
Cupru	0,14%	0,86%

Probe de minereu cu pirită cupriferă

Sulf	10,42%	14,94%
Cupru	12,86%	9,31%

Raportul lui Bourbon aducea o informaţie cu caracter nou. Pentru întîia dată, se menţiona că într-o probă de material din mina Lascan, analiza a găsit aur şi anume în conţinut de 9,5—10 gr. „pe tona de pămînt".

În situaţia aceasta de cunoştinţe, C. Vernescu, devenit proprietarul mineralizaţiei metalifere din cuprinsul domeniului Baia de Aramă, primi două oferte scrise, pentru concesionarea exploatării : una de la un consorţiu francez la preţul de 8 milioane fr. fr., a doua de la un consorţiu vienez la preţul de 6 mil. coroane austriace. El n-a fost dispus să le accepte, şi dorind ca exploatarea să fie făcută de o întreprindere romînească, după competente şi serioase studii prealabile, a însărcinat pe geologul G. Munteanu-Murgoci să-i facă un act de expertiză şi să avizeze asupra valorii economice a mineralizaţiei din Baia de Aramă. Redăm mai jos unele pasaje din raportul lui G. Murgoci : "Zona minieră Baia de Aramă se întinde pe o suprafaţă de aproximativ 2 500 ha. În unele părţi ea este săracă, în alte părţi ea este bogată în minereuri.

Minereurile apar în filoane, lentile şi bancuri. Plecînd de la Baia de Aramă, unde apar la zi, ele se întind pe sub Mărăşeşti, păstrînd legătura pînă la Obîrşia — Băroaia, unde de asemenea apar la suprafaţă. Filoanele de pirită, văzute în galerii, au grosimi ce variază de la cîţiva centimetri şi pînă la 1,20 m. Pălăria de fier cu oxizi de fier în blocuri enorme, indică bogăţia subterană a zăcămîntului.

Analizele făcute în ţară şi în străinătate au arătat că piritele de fier conţin 40—47% Fe şi 49—40% S, precum şi urme de cupru, 0,14—0,86%. Calcopiritele au conţinut de cupru variabil care se ridică la 9% (la Băroaia). În mata neagră unele probe au arătat un conţinut de 27% Cu.

În zonele studiate se poate ajunge la concluzia că zăcămîntul, în 1911, ar conţine circa 4,5% Cu."

În memoriul său, G. Murgoci face o largă paralelizare cu mineralizaţia din Serbia şi conchide că ea este asemănătoare cu aceea a mineralizaţiei din Baia de Aramă.

Pe baza raportului Bourbon şi Murgoci, C. Vernescu a trecut la măsuri practice. El a însărcinat pe autorul acestei note să cerceteze formaţia carboniferă din bazinul Motrului spre a stabili dacă ea conţine cărbune exploatabil propriu pentru fabricarea cocsului metalurgic. De asemenea a însărcinat pe ing. C. Bottea din serviciul căilor ferate, profesor la Şcoala de poduri, şosele şi mine, să studieze proiectul unei căi ferate, care să lege Baia de Aramă cu o staţie de pe liniile statului. Ambele studii au fost executate pe teren şi memoriile predate lui C. Vernescu. Urma să treacă la constituirea societăţii de exploatare, în 1912. Dar, a izbucnit războiul balcanic şi apoi primul război mondial, care l-au împiedicat să traducă în fapt acţiunea sa.

Acţiunea de exploatare întreprinsă de Banca Ţărănească din Bucureşti.

C. Vernescu a murit în refugiu. Prin testament, a donat domeniul Baia de Aramă şi minele. Academiei Romîne. În primii ani după încheierea păcii, Academia Romînă acceptînd donaţia a încheiat o convenţie cu Banca Ţărănească din Bucureşti. Pe baza acestei convenţii Banca a înfiinţat Întreprinderea Baia de Aramă. Aceasta a început săparea a două galerii şi a însărcinat cu studiul zăcămîntului şi controlul rezultatelor galerilor pe geologii romîni David Rottman şi Horia Grozescu.

Desfăşurarea lucrărilor şi rezultatele lor au fost arătate în raportul acestora prezentat puţin timp după abandonarea lucrărilor de către bancă. Din acest raport extragem pasajele finale :

„Prin galerie se constată o mineralizaţie care este formată din lentile de pirită compactă, de dimensiuni diferite, cu grosimi de 0,30 m pînă la 1,50 şi chiar mai mult ... Ea se întinde de-a lungul zonei de rocă eruptivă ... Înspre roca eruptivă lentila de pirită compactă are direcţia aprox. NE—SV şi înclinarea aproape 60° NV ; este mărginită de o zonă lată de 0,20—0,30 m formată din aceeaşi rocă eruptivă porfirică, impregnată cu pirită (Fahlband) aprox. 15% pirită.

Zăcămîntul este format prin diferenţiere magmatică... Pirita s-a acumulat în zone marginale a porfirului, chiar la contactul lui cu şisturile negre cretacice, iar în spre restul rocei eruptive avem o zonă de impregnaţie formată în acelaşi fel, dar mult mai săracă în minereuri (Fahlband)".

Pînă la suspendarea lucrului în galerii, întreprinderea a extras cantitatea de 160 tone minereuri depozitîndu-le pe haldă.

După actul naţionalizării problema acestui zăcămînt a fost reluată.

În anul 1949 geologul St. Ghica a revăzut zona de la Vîrful Gorunului şi a întocmit un program de explorare, iar în perioada 1950—1960 Comitetul geologic a efectuat lucrări de cercetări de suprafaţă, foraje şi galerii miniere în vederea clarificării perimetrului acestui zăcămînt.

★

Scopul celor prezentate aici este în primul rînd, acela de a întregi materialul documentar istoric din

ultima sută de ani privind zăcămîntul de la Baia de Aramă.

În al doilea rînd, el ar mai putea fi un imbold pentru o eventuală nouă acţiune de cercetări mai ample a mineralizaţiei din această regiune, cercetări care ar putea duce la rezultate interesante, datorită mijloacelor tehnice moderne şi condiţiilor generale de muncă deosebit de favorabile care stau la dispoziţia inginerilor şi geologilor prin grija regimului nostru de democraţie populară.

Bibliografie

[1] Drăghiceanu, M. *Mehedinţii*, ediţia I. Bucureşti, 1885, p. 24 şi urm.

[2] Panaitescu, P. P. *Minele de aramă ale lui Mircea cel Bătrîn.* Revista istorică romînă, vol. **VII**, 1937, p. 259.

[3] Hajdeu Petriceicu Bogdan. *Arhiva istorică.* 1865, p. 55—111.

[4] * * * *Minele de pirită, cupru şi fier de la Baia de Aramă.* Revista „Minieră", nr. 7—8, 1926.

[5] Ostasco, Al. *Topitoarele de la Baia de Aramă din timpuri preistorice pînă la sfîrşitul secolului al XVII-lea.* Buletinul politehnicii din Bucureşti, nr. 1—2, 1942.

Din activitatea Institutului de cercetări miniere — ICEMIN

Comitetul de redacţie al Revistei Minelor a considerat util ca în cadrul revistei să apară o rubrică în care să se dea informaţii asupra activităţii Institutului de cercetări miniere — ICEMIN.

Informaţiile vor prezenta scurte note asupra cercetărilor mai importante şi vor arăta preocupările curente ale institutului cu scopul de a informa cititorii asupra rezultatelor obţinute.

În prezentul număr apar primele note de acest gen.

Ritmul accentuat de dezvoltare a industriei miniere din ţara noastră a impus studierea şi rezolvarea unei serii de probleme în vederea lărgirii capacităţii de producţie în actualele exploatări miniere şi uzine de preparare şi a construirii de noi unităţi miniere.

Aceste probleme privesc atît perfecţionarea tehnologiei existente în extracţia şi prepararea minereurilor şi cărbunilor în scopul valorificării superioare a acestora, cît şi stabilirea posibilităţilor de valorificare economică a noilor zăcăminte de substanţe minerale utile puse în evidenţă prin lucrările de explorare.

În cadrul preocupărilor menţionate, Institutul de cercetări miniere are în planul de muncă pe acest an un important număr de probleme de cercetare, în diferite faze, a căror rezolvare va contribui la dezvoltarea industriei miniere.

Printre problemele mai importante menţionăm :

— experimentarea mecanizării susţinerii metodice în abatajele cu front lung din minele de lignit şi experimentarea susţinerii cu stîlpi şi grinzi metalice în abatajele-cameră ;

— studiul metodelor optime de exploatare a unor zăcăminte noi de minereuri de fier şi neferoase ;

— stabilirea tehnologiei de concentrare a unor minereuri de fier cu conţinut redus ;

— stabilirea tehnologiei de preparare a minereurilor neferoase din zăcăminte noi ;

— studierea posibilităţilor de concentrare a unor minereuri neferoase dificile la prelucrare ;

— stabilirea tehnologiei de concentrare a sărurilor de potasiu ;

— îmbunătăţirea calităţii produselor nemetalifere şi lărgirea sortimentelor acestora etc.

În cele ce urmează dăm cîteva din rezultatele obţinute de ICEMIN la unele din problemele amintite mai sus.

1. *Susţinerea metalică în abatajele-cameră la minele de lignit*

Experimentările efectuate în luna august a.c. la E.M. Filipeştii de Pădure (mina Roşioara — stratul III) au scos în evidenţă posibilităţile mari care există în reducerea consumului de lemn în mină, prin susţinerea metalică.

În susţinerea abatajului s-au utilizat stîlpii metalici şi grinzi tubulare tip ICEMIN.

Cu ajutorul unui scut de răpire, conceput de cercetători, recuperarea elementelor de susţinere se realizează integral şi în deplină securitate a muncii.

Prin această metodă s-a înregistrat de la primele experimentări o reducere a consumului de lemn de mină de peste 70% ; ceilalţi indici se situează la nivelul celor realizaţi în abatajele-cameră susţinute în lemn.

Experimentările continuă pentru perfecţionarea metodei în sensul sporirii vitezelor de înaintare şi creşterii productivităţii muncii.

Rezultatele obţinute pînă în prezent creează premise favorabile pentru extinderea metodei la alte strate de lignit şi în alte bazine din ţară, în scopul reducerii consumului de lemn de mină.

2. *Concentrarea sideritelor din aglomeratele de la Lueta*

Lucrările de cercetare au urmărit stabilirea posibilităţilor de valorificare a minereului de fier din zona de extindere a zăcămîntului de la Lueta.

Tehnologia stabilită constă din prăjirea magnetizantă a minereului, măcinarea la 0,15 mm şi concentrarea minereului prin separarea magnetică umedă în cîmp de joasă intensitate.

Prin această tehnologie, dintr-un minereu cu un conţinut de 30—33% Fe şi 16—17% SiO_2 se obţin concentrate cu 55—57% Fe şi 12% SiO_2 reprezentînd o extracţie, în greutate de 57% şi o recuperare în metal de 89%.

În acest fel se creează posibilităţile de valorificare a unui volum important de rezerve.

3. *Prepararea nisipurilor de Aghireş şi Făgetul Ierii pentru fabricarea sticlei de geamuri*

Fluxurile tehnologice experimentate în colaborare cu IPCMC, în faza pilot, pentru proba de nisip spălat de la Aghireş, au confirmat rezultatele obţinute în faza laborator şi anume :

— prin decaparea și deșlamarea nisipului și clasarea la 0,3 mm, s-a obținut clasa 0,6—0,3 mm cu un conținut de 0,009% Fe_2O_3 și clasa 0,03—0,075 mm care, supusă flotației, a dus la un conținut de 0,07—0,08% Fe_2O_3 și 0,41% Al_2O_3;

— prin separarea magnetică în cîmp puternic a nisipului dezargilat și uscat, s-a obținut un nisip cu un conținut de 0,05—0,06% Fe_2O_3.

Experimentările în fază pilot, pentru nisipurile de la Făgetul Ierii, s-au efectuat pe trei probe tehnologice, aplicîndu-se liniile tehnologice stabilite în faza laborator.

Pentru probele rezultate din amestecarea materialului extras din forajele executate în anii 1962—1963, cercetările au stabilit că fluxurile care prezintă o importanță practică sînt următoarele:

— măcinarea fracțiunii 3—0 mm, la 3,0 mm, deșlamarea și flotația fracțiunii 0,3—0,07 mm. Se obține un nisip cu conținut de 0,07% Fe_2O_3 și 0,90% AL_2O_3, recuperarea fiind de 35%;

— separarea magnetică în cîmp puternic pe fracțiunea sub 0,6 mm, după o prealabilă dezargilare. Nisipul obținut are un conținut de 0,07% Fe_2O_3 și de 0,90% Al_2O_3, recuperarea fiind de 25%.

De menționat că nisipurile astfel obținute sînt calitativ superioare celor utilizate în prezent în industria sticlei.

Din activitatea științifică

CONFERINȚE GEOLOGICE REGIONALE

În continuarea programului de sesiuni de referate și comunicări geologice stabilit de Ministerul Minelor și Energiei Electrice, după conferința de la Brad (Revista Minelor nr. 9/1963), s-a ținut la Baia-Mare în perioada 10—13 iunie 1963, cea de-a doua conferință geologică din acest an.

La lucrările conferinței au participat circa 150 de persoane, reprezentînd specialiști și cadre de conducere din unitățile miniere ale Regiunii Maramureș și din alte organizații cu caracter geologic-minier din țară (T.M. Brad, T.M. Cluj, T.M. Mureș, T. M. Deva, T.M. Dobrogea, I.S.E.M. etc.), cadre didactice de specialitate din institutele de învățămînt superior (București, Iași, Cluj și Timișoara), cadre de conducere din organizațiile-centrale (M.M.E.E. și Comitetul geologic), activiști din organizațiile sindicale și de partid ale Regiunii Maramureș.

Avînd la bază experiența din anul trecut, conferința s-a desfășurat la un nivel superior. Cele douăzeci și șase de referate prezentate au arătat diversitatea problemelor care preocupă cadrele de specialitate geologică din Regiunea Maramureș în legătură cu aspectele complexe pe care le ridică magmatismul terțiar din masivul Oaș-Gutin și produsele sale de diferențiere, zăcămintele de metale neferoase.

În anii puterii populare activitatea geologică-minieră din Regiunea Maramureș a luat un puternic avînt.

Lucrările de cercetare geologică executate au contribuit într-o largă măsură la realizarea unui grad de cunoaștere avansat al structurii geologice de ansamblu, la creșterea substanțială a potențialului de rezerve al zăcămintelor și la descoperirea de noi zăcăminte.

Astfel, a fost posibilă sporirea capacităților de producție a minelor în funcțiune, înființarea unor noi unități de activitate minieră, amplificarea instalațiilor existente de preparare prin crearea de noi linii de flotație, construirea de noi instalații etc.

Activitatea de prospecțiune-explorare a cuprins perimetre din ce în ce mai largi, contribuind la rezolvarea unor probleme complicate.

Actualimente se pune un accent deosebit pe descoperirea zăcămintelor ascunse, care nu prezintă indici de prospectare vizibili.

Descoperirea unor astfel de zăcăminte a trecut în ultimul timp din domeniul ipotezelor în domeniul realităților obiective.

Au început să se confirme unele ipoteze care au stat la baza orientării lucrărilor de cercetare și anume: posibilitatea existenței unor zăcăminte sub produsele mai tinere ale vulcanismului neogen, extinderea mineralizațiilor în adîncime în rocile sedimentare de fundament etc.

Prin aplicarea în această regiune a metodelor de cercetare complexă (geologice, geofizice, geochimice) s-au obținut rezultate importante, printre care sînt de menționat: descoperirea filoanelor din grupul nordic al minei 9 Mai-Nistru, a filonului Aluniș de la Ilba, a filonului Nou de la Baia-Sprie, a filoanelor din perimetrul Cicîrlău etc.

În raport cu sarcinile ce revin în viitor sectorului geologic-minier, metodele actuale de lucru trebuie perfecționate și extinse.

Trebuie introduse metode noi de investigație, ca: geotermometria, hidrogeochimia, studii microtectonice etc.

Munca de proiectare geologică trebuie îmbunătățită prin fundamentarea științifică cît mai completă a lucrărilor propuse, prin respectarea fazelor de cercetare, prin alegerea unor gabarite corespunzătoare specificului fiecărui zăcămînt, prin alegerea soluțiilor celor mai eficiente etc.

Cu ocaziția acestor conferințe s-a dovedit foarte util schimbul de experiență dintre specialiștii care activează în regiuni cu structuri geologice asemănătoare.

Tot atît de necesară este și realizarea unei colaborări științifice și practice multilaterale între specialiștii din diverse organizații geologice, cît și aportul pe care-l pot aduce cadrele didactice cu o înaltă pregătire și experiență din institutele de învățămînt superior, Academia R.P.R. etc.

Cu ocazia dezbaterilor avute, în cursul conferinței, acad. prof. M. Savul a subliniat că una din trăsăturile caracteristice ale conferinței geologilor de la Baia-Mare o reprezintă afirmarea pe linie științifică a tinerilor geologi și ingineri.

Participanții la conferință au apreciat referatele prezentate de colectivele: ing. Rădulescu S., ing. Varna A., geol. Bota A., ing. Duma N., geol. Schill

Ed., ing. Popescu G. etc., precum și lucrările de înaltă valoare științifică susținute de: acad. prof. M. Savul și cand. în științe V. Pomîrleanu, prof. V. Manilici, prof. E. Stoicovici.

Au fost ascultate cu mult interes și apreciate observațiile pe marginea referatelor făcute de acad. prof. M. Savul, prof. V. Manilici, conf. ing. D. Lubenescu, ing. T. Ghițulescu ș.a.

Din experiența celor două conferințe regionale — Brad și Baia-Mare — s-au putut desprinde concluzii importante, care vor ajuta la rezolvarea în continuare cu succes a sarcinilor ce revin geologilor din sectorul minereuri.

Transpunînd în viață Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R., muncitorii, tehnicienii, geologii și inginerii din sectorul geologic-minier al Regiunii Maramureș continuă cu elan munca lor, luptînd pentru realizarea sarcinilor de creștere a rezervelor de minereuri neferoase și contribuind prin aceasta la crearea bazei materiale a socialismului din țara noastră.

PREZENTAREA REFERATELOR

În cele trei zile ale conferinței de la Baia-Mare s-au susținut douăzeci și șase de referate și comunicări geologice. Problemele abordate au un caracter complex și se referă la:

— rezultatele mai importante obținute în activitatea de prospecțiune-explorare din Regiunea Maramures si realizarea sarcinilor de rezerve de minereu în primii trei ani ai sesenalului;

— orientarea lucrărilor geologice în viitor si căile de urmat pentru realizarea sarcinilor ce derivă din planul de perspectivă;

— analiza metodelor de cercetare aplicate pînă în prezent, propuneri de îmbunătățire, extindere a acestora și introducerea unor noi metode de lucru avansate;

— studii privind structura geologică de ansamblu a Regiunii Maramureș și a structurilor productive cunoscute;

— studiul mineralizatiilor auro-argentifere, neferoase și al unor elemente întîlnite în asociație cu acestea;

— semnalarea unor surse de materii prime nemetalice și a unor roci utile valorificabile întîlnite pe teritoriul Regiunii Maramures;

— studii privind stratigrafia, petrografia și mineralogia rocilor eruptive și sedimentare, interpretarea succesiunii erupțiilor etc.;

— studii privind metalogeneza zăcămintelor, succesiunea fazelor de mineralizare, parageneze caracteristice etc.

În cele ce urmează se redau rezumatele referatelor prezentate la conferință.

1. **Realizarea sarcinilor de rezerve de minereu în Regiunea Maramures în primii trei ani ai șesenalului (1960—1962). Rezultate mai importante și orientarea lucrărilor de cercetare în viitor.** Ing. A. Varna și geol. A. Naidin.

Pornind de la Directivele celui de-al III-lea Congres al P.M.R. si de la sarcinile ce decurg din planul de stat pe sase ani (1960—1965), autorii prezintă o analiză a realizărilor sectorului geologic-minier din Regiunea Maramureș, în primii trei ani ai șesenalului.

Din analiza făcută, rezultă că în această perioadă baza de materii prime minerale a crescut simțitor față de anul de bază 1959. Ca urmare a creșterii rezervelor de minereu a fost asigurată și o creștere corespunzătoare a producției.

În continuare se prezintă rezultatele mai importante obținute prin lucrările geologice, care au contribuit substanțial la realizarea nivelelor prevăzute în directive.

În partea finală se examinează orientarea lucrărilor viitoare de cercetare din regiune în vederea identificării unor noi zăcăminte.

2. **Asupra neoeruptivului din partea vestică a Regiunii Maramureș, perspective economice.** Ing. S. Rădulescu, ing. O. Edelstein, geol. V. Chitimuș, geol. V. Batin.

În referat se prezintă stratigrafia și tectonica formațiunilor eruptive și sedimentare din perimetrul delimitat de văile Ilba și Băița din partea vestică a Regiunii Maramureș, făcîndu-se totodată aprecieri asupra evoluției geologice și paleogeografice.

Discutînd problema originii magmelor, se consideră că pe lîngă o hipomagmă inițială, un rol important în magmatismul terțiar îl au magmele anatectice, care au generat unii termeni din suita vulcanitelor.

Se expun apoi perspectivele economice ale perimetrului cercetat și se fac precizări asupra domeniului de dezvoltare a mineralizației. În final se fac aprecieri asupra orientării lucrărilor de explorare, în special pentru detectarea mineralizațiilor mascate de fomațiuni mai noi, acoperitoare.

3. **Rezultatele cercetărilor geotermometrice prin metoda omogenizării, efectuate asupra zăcămintelor Herja, Baia-Sprie, Săsar, Nistru și altele din Regiunea Maramureș.** Acad. prof. dr. M. Savul, cand. în științe lector V. Pomîrleanu.

În lucrare se prezintă o sinteză a cercetărilor geotermometrice efectuate asupra zăcămintelor metalifere din Regiunea Maramureș, începute din anul 1956 și care se continuă și în prezent.

Studiul statistic, inițiat de autori, a dus la o serie de concluzii de ordin general asupra distributiei temperaturii de formare a cristalelor de cuarț din zăcămintele menționate.

Astfel, la majoritatea zăcămintelor cercetate se observă creșterea temperaturii de formare a cuarțului cu adîncimea, valorile limitelor variind de la 155° C (Nistru), la 330° C (Baia-Sprie).

Cu ajutorul datelor experimentale s-a putut calcula gradientul geotermic al soluțiilor hidrotermale. Valoarea gradientului poate varia de la un filon la altul sau de la un zăcămînt la altul.

4. **Noi cercetări prin metoda statistică în geotermometrie.** Acad. prof. dr. M. Savul și cand. în științe lector V. Pomîrleanu.

Autorii au introdus procedee statistice în determinarea temperaturii de cristalizare a cuarțului cu ajutorul omogenizării fazelor fluide din cristalele de cuarț.

Prin metoda statistică dezvoltată de către autori s-au putut găsi regularități de distribuție a temperaturii de cristalizare a cuarțului de diverse geneze. Astfel s-au obținut date asupra temperaturii de cristalizare a cuarțului din gresii verfeniene și din filoane de cuarț cuprinse în roci eruptive, din intercalațiile concordante de cuarț din șisturile cristaline, în cuarțul din zăcămintele de polisulfuri din cristalinul Carpaților Orientali și în deosebi în cuarțul din zăcămintele filoniene din Regiunea Maramureș.

Determinările s-au făcut asupra monocristalelor de cuarț, asupra mai multor cristale din același loc din zăcămînt și asupra cristalelor de la diverse orizonturi.

Autorii prezintă diagramele de sinteză care reflectă regularitățile de distribuție a temperaturii de cristalizare a cuarțului pe diverse orizonturi.

Aceste diagrame vin în sprijinul explicației variației de parageneză în același orizont sau orizonturi deosebite și servesc la clarificarea genezei zăcămintelor.

5. **Contribuții la cunoașterea geologică a zăcămîntului Baia-Sprie.** Geol. A. Bota, geol. Z. Tóth și geol. A. Götz.

După o scurtă prezentare a geologiei zăcămîntului Baia-Sprie, sînt descrise lucrările și rezultatele noi obținute.

Se arată poziția geologică a filonului Nou, caracteristicile mineralizației și ale rocilor în care este cantonat în comparație cu filonul principal.

Se fac aprecieri asupra importanței economice a filonului Nou și asupra orientării cercetărilor pentru punerea în valoare a zăcămîntului.

6. **Studiul mineralizației de la Baia-Sprie.** Prof. V. Manilici.

Lucrarea cuprinde trei părți. În prima parte se analizează formațiunile geologice din cîmpul minier, raporturile lor, precum și fenomenele de metamorfism hidrotermal, legat de punerea în loc a mineralizației, precum și zonalitatea acestora.

În partea a doua se prezintă tipurile de mineralizație, paragenezele acestora și raporturile dintre ele. Pe baza observațiilor macroscopice se stabilește ordinea de depunere a mineralelor componente și generațiile de depunere a acestora. Studiul este completat cu date asupra temperaturilor de formare ale celor două faze de mineralizație.

Partea a treia este consacrată analizei elementelor din cele două tipuri de mineralizație. Se analizează conținutul în elemente din mineralele principale care intră în componența mineralizației cuprifere și polimetalice.

7. **Studiul preliminar asupra mineralizației filoanelor din grupul nordic al minei 9 Mai.** Geol. A. Götz, geol. A. Szakács și geol. Șt. Kaiser.

În prima parte a lucrării se face o scurtă prezentare a geologiei perimetrului Nistru, a lucrărilor de cercetare care au condus la identificarea filoanelor noi și a stadiului actual de cercetare.

În continuare se prezintă o descriere detaliată a mineralizației pe baza studiilor calcografice efectuate.

Pe baza compoziției chimice, mineralogice și a conținutului în elemente minore, se trag concluzii geochimice și genetice și se fac aprecieri asupra posibilităților de dezvoltare a acestor filoane.

Se analizează apoi valoarea economică a zăcămîntului și perspectivele de dezvoltare în viitor.

8. **Contribuții noi privind structura geologică și metalogeneza filoanelor Firizan-Aluniș.** Ing. N. Duma, geol. C. Costache și ing. Al. Botnarencu.

În această lucrare autorii prezintă un aspect nou al mineralizației grupului filonian Firizan-Aluniș. Se tratează structura geologică a perimetrului respectiv, făcîndu-se o legătură între diferitele faze de erupție ale magmatismului terțiar și gradul avansat de tectonizare a zăcămîntului.

Se fac considerații asupra zonalității pe verticală a mineralizației în ceea ce privește distribuția principalelor metale, dîndu-se amănunte în legătură cu cîteva parageneze caracteristice și minerale mai rar răspîndite în zona superficială a zăcămintelor.

Avîndu-se în vedere gradul de cercetare geologică, se fac precizări în legătură cu posibilitățile de a întîlni noi zone mineralizate în această regiune.

9. **Studiul preliminar privind variația mineralizației zăcămîntului Suior.** Geol. Ed. Schill și geol. I. Măldărescu.

În referat se face mai întîi o prezentare sumară a structurii geologice a zăcămîntului și se dau cîteva date cu caracter general asupra filonului Cremenea.

În continuare se prezintă variația mineralizației pe direcția și înclinarea filonului și raporturile dintre elementele metalifere la diferite nivele.

În încheiere se fac aprecieri în legătură cu geneza acestui zăcămînt.

10. **Contribuții la cunoașterea mineralizației auro-argentifere din zăcămîntul Băița-Nistru (Baia-Mare).** Prof. M. Socolescu, geol. Lidia Bonea, ing. Al. Botnarencu și geol. Gh. Stoicescu.

Recent au fost identificate sulfo-săruri auro-argentifere, care însoțesc mineralizația complexă a filonului XV.

Prin observațiile de laborator a fost pusă în evidență prezența mineralelor specifice.

Depunerea acestora s-a făcut ulterior sulfurilor din soluțiuni mai reci. Ele apar ca niște vinișoare discontinui, dispuse simetric, de o parte și de alta a filonului, la contactul cu roca înconjurătoare.

Autorii consideră că apariția acestora în Regiunea Maramureș nu poate fi restrînsă numai la zona amintită și probabil că există mineralizații necercetate, care au o importanță pentru valorificarea unor noi concentrațiuni auro-argentifere. În acest caz se pune problema îmbunătățirii procesului tehnologic.

11. **Observații asupra unor mineralizații auro-argentifere tip stoc din perimetrul Sasar.** Geol. E. Fr. Rátz și geol. N. Roșu.

Lucrarea tratează geologia zăcămintelor aurifere din perimetrul metalifer Săsar (Sofia, Borzaș).

Se prezintă date atît în legătură cu caracteristicile mineralizației și tectonica zăcămîntului, cît și considerații asupra unor mineralizații tip stoc din perimetrul Săsar.

12. **Problemele privind cercetarea și valorificarea zonelor superioare din zăcămîntul Capnic.** Ing. M. Răduț, geol. Gh. Goga și tehn. V. Csiszár.

După o scurtă prezentare a geologiei perimetrului Capnic, sînt descrise zonele superioare ale zăcămîntului în funcție de gradul de cercetare al acestora pe baza lucrărilor și documentelor vechi și pe baza rezultatelor obținute prin lucrările de explorare executate în ultimii ani.

Datele prezentate se referă atît la zonele superioare, exploatate în trecut, ale zăcămîntului Capnic-Bolduț cît și la acelea din perimetrele adiacente: Roata, Oanța și sud de valea Capnicului. Se fac aprecieri asupra rentabilității lor pentru exploatare și asupra metodelor de cercetare ce trebuie aplicate în continuare.

13. **Noi interpretări asupra structurii zăcămîntului Toroioaga — Baia-Borșa.** Geol. E. Rátz și geol. Gh. Vodnár.

Lucrarea tratează situația filoanelor Caterina și Johan, privind dezvoltarea lor pe direcție și adîncime.

Se dau unele elemente care duc la stabilirea perspectivei economice a zăcămîntului Toroioaga.

14. **Studiul mineralogic și geochimic asupra mineralizației zăcămîntului Burloaia.** Chim. Șt. Mihalka și geol. A. Götz.

Lucrarea dă o scurtă caracterizare mineralogică a mineralizației Burloaia pe baza analizelor calcografice. După descrierea metodelor de analiză aplicate se dă repartiția în zăcămînt a elementelor, făcîndu-se comparația cu clarkurile de concentrație din alte zăcăminte. Prin analize efectuate asupra produselor de

preparate se urmăreşte situaţia unor elemente în procesul de valorificare a minereului.

Pe baza datelor obţinute se dau unele concluzii privind problemele genetice ale zăcămîntului.

15. **Contribuţii la cunoaşterea proceselor de feldspatizare şi mineralizare în zăcămîntul Baia — Borşa-Burloaia.** Geol. T. Popescu, geol. M. Drăgilă şi geol. I. Samoilă.

În lucrare se face o prezentare scurtă a structurii geologice din acest perimetru, arătîndu-se apoi pe baza studiilor de laborator şi a observaţiilor din teren, existenţa a două faze de mineralizare : a) o fază iniţială cu caracter pegmatitic-pneumatolitic, care marchează procesul de feldspatizare ; b) o fază mai nouă cu caracter hidrotermal, care a pus în loc mineralizaţiile cu sulfuri complexe.

Se prezintă descrierea microscopică a mineralelor legate de cele două faze, după care se trece la concluzii asupra genezei zăcămîntului.

16. **Contribuţii la cunoaşterea şi valorificarea unor mineralizări din minereul cuprifer de la Baia-Borşa — Burloaia.** Prof. M. Socolescu, geol. T. Popescu, ing. N. Butucescu, geol. M. Drăghilă şi geol. I. Samoilă.

Referatul cuprinde descrierea mineralizaţiei respective. În mod deosebit se menţionează tipul de clorit de care este legată această mineralizare. Se fac aprecieri asupra genezei mineralizaţiilor şi se explică unele efecte ale metamorfismului asupra mineralizaţiilor.

Se dau elemente cu privire la primele încercări de valorificare.

În încheiere se fac unele propuneri pentru orientarea lucrărilor viitoare de cercetare.

17. **Asupra unui profil transversal pe o zonă de alterare hidrotermală în valea Tîrza - Băiţa.** Geol. I. Măldărescu, geol. Gh. Stoicescu şi geol. Lidia Bonea.

Referatul tratează unele aspecte ale fenomenelor de alterare hidrotermală, observate de-a lungul unui profil executat pe valea Tîrzei. Se fac aprecieri şi asupra chimismului soluţiilor care au afectat rocile străbătute (andezite piroxenice cu augit şi hipersten).

18. **Observaţii asupra prospecţiunilor electrometrice executate în Regiunea Maramureş.** Ing. V. Roşca.

În partea introductivă se arată particularităţile geoelectrice ale formaţiunilor neoeruptive şi ale mineralizaţiilor din regiune. Este discutată apoi succint semnificaţia acestor particularităţi pentru prospecţiunea electrică.

Observaţiile reprezintă o sintetizare a rezultatelor obţinute în cîteva perimetre unde s-au executat măsurători electrometrice şi anume : V. Cireşilor, V. Căpitanului, Chiuzbaia Şuior.

19. **Unele probleme actuale geologice şi economice ale bazinului minier Baia-Mare, în legătură cu orientarea cercetărilor viitoare.** Ing. F. G. Popescu.

Pornind de la sarcinile care revin bazinului minier Maramureş pentru cea de-a doua parte a şesenalului şi pentru perioada de perspectivă apropiată, în referat sînt enunţate unele probleme geologice cu caracter ştiinţific şi economic legate de provincia metalogenetică Baia-Mare. Pe baza acestora se poate contura orientarea viitoare în cercetarea geologică ştiinţifică şi practică a regiunii, subliniindu-se necesitatea colaborării dintre Trustul minier şi Trustul de prospecţiuni pe de o parte, iar pe de altă parte, a colaborării dintre acestea şi alte instituţii ştiinţifice şi tehnice de specialitate geologică.

20. **Materiile prime nemetalice de pe teritoriul Regiunii Maramureş. Mineralele argiloase.** Prof. E. Stoicovici, ing. N. Ciontea, geol. Al. Mădăraş, geol. R. Weingärtner şi chim. V. Chioreanu.

În lucrare se face o scurtă prezentare a celor mai importante surse de materii prime nemetalice de pe teritoriul regiunii şi anume : a unor minerale din grupa argiloaselor (caolinit, haloisit, montmorillonit) şi din grupa pigmenţilor minerali (limonit, antimonit etc.), a unor roci cu importanţă practică deosebită pentru industrie (riolit-perlit, cinerit, bentonit, marmore, pegmatit etc.).

Se descriu ivirile de caolin din regiunea Capnic, — Budeşti — Strîmbul-Băiuţului, arătîndu-se tipurile de caolin găsite şi clasificate după criterii structurale, mineralogice, chimice, fizico-chimice şi tehnologice. Se fac sugestii în legătură cu metodele de preparare şi de înnobilarea acestor materii prime, cu domeniul lor de aplicare şi cu perspectivele unor cercetări ale rezervelor.

21. **Contribuţiile analizelor mineralogice la stabilirea preparabilităţii minereurilor din zăcămintele din bazinul Maramureş.** Ing. S. Ganiţchi, ing. A. Cioltea, ing. G. Buciu şi geol. T. Ghiţescu.

Analizele mineralogice se efectuează asupra minereurilor şi produselor preparării cu scopul stabilirii caracteristicilor mineralogice (ocurenţa, granulometria, parageneza, gradul de alterare, relaţiile structurale etc.).

Asupra produselor preparării se fac analize mineralogice, care lămuresc mersul procesului tehnologic şi indică modul de acţionare asupra acestuia.

Se cunosc cazuri la instalaţiile de preparare, cînd împreună cu alţi factori, analizele mineralogice şi-au spus cuvîntul la reglarea procesului tehnologic, ducînd la obţinerea unor indici calitativi superiori.

Pentru edificare, autorii prezintă o serie de exemplificări.

22. **Depozitele neogene din bazinul Baia-Mare.** Asist. A. Giurcă.

În lucrare se face o analiză stratigrafică sintetică a depozitelor sedimentare neogene ce formează umplutura bazinului Baia-Mare.

Sînt prezentate pe rînd depozitele tortoniene, sarmaţiene şi pliocene, arătîndu-se aria lor de răspîndire, caracterele lor stratigrafice, litofaciale şi biofaciale, relaţiile dintre aceste depozite şi masele de eruptiv din nordul bazinului, precum şi felul cum aceste depozite sedimentare reflectă prin conţinutul lor litologic fenomenele eruptive din regiune.

În încheiere sînt trecute în revistă aspecte economice-practice actuale ale depozitelor neogene.

23. **Bordura paleogenă sudică a bazinului Baia-Mare.** Cand. în ştiinţe conf. N. Mészáros.

Depozitele paleogene dispuse discordant peste cristalin (masivul Preluca şi Ticău) şi cretacic superior — senonian (Valea Chioarului, Buteasa) formează rama sudică a bazinului neogen Baia-Mare. În cadrul acestor depozite se separă următoarele complexe sedimentare :

A. Paleocen-eocen : a) complexul vărgat inferior de origine continentală (marginile masivului cristalin Ticău, Valea Chioarului, Buteasa) ; b) seria marină inferioară (stratele de Stejera) care se efilează spre

est ; c) complexul vărgat superior (stratele de Turbuţa) ; d) seria marină superioară calcaroasă.

B. Oligocen : a) orizontul Mera (cu faciesul de Curtuiuş în bază) ; b) orizontul Ileanda Mare, reprezentat prin şişturi disodilice (cu faciesul marnos de Bizuşa în bază) ; c) faciesul marnos şi grezos al stratelor de Valea Almaşului. Depozitele paleogene în regiunea studiată au un caracter epicontinental.

24. **Asupra prezenţei unor roci diatomitice pe versantul sudic al masivului Igniş.** Conf. univ. R. Givulescu.

Autorul prezintă descrierea unor aflorimente de roci diatomitice, descoperite la nord de comuna Chiuzbaia pe versanţii masivului Igniş. Se dă o descriere macro- şi microscopică, analiza chimică şi se fac unele consideraţii în legătură cu originea lor şi cu modul lor de zăcămînt.

25. **Precizări în legătură cu vîrsta sedimentarului din Dealul Porcului, comuna Ilba, Regiunea Maramureş.** Conf. univ. R. Givulescu.

Autorul face o descriere a acestui sedimentar a cărui vîrstă a fost controversată în lipsă de fosile şi citează o fosilă caracteristică pentru panonian.

26. **Observaţii asupra manualelor de geologie din punctul de vedere al cerinţelor şcolilor tehnice**

În Editura didactică şi pedagogică au apărut mai multe manuale pentru şcolile tehnice care pregătesc cadre necesare sectorului minier.

În referat se face o prezentare a manualelor de mineralogie, petrografie, geochimie, pentru şcolile tehnice de Geologie şi Geologie şi Zăcăminte, care se adresează elevilor de la şcolile tehnice de maiştri din industria minieră.

Din analiza manualelor rezultă că ele corespund, în bună parte, cerinţelor ştiinţifice şi instructiv-educative însă prezintă şi unele deficienţe. Lipsurile semnalate sînt scoase în evidenţă, arătîndu-se totodată forma corectă şi modul de înlăturare a greşelilor de fond într-o eventuală nouă ediţie.

CONCLUZIILE

conferinţei geologice de la BAIA-MARE
(10—12 iunie 1963)

Ca urmare a referatelor şi comunicărilor prezentate, precum şi a discuţiilor purtate, conferinţa a ajuns la următoarele concluzii :

1. Activitatea de cercetare geologică în Regiunea Maramureş s-a dezvoltat mult în ultimul timp, obţinîndu-se rezultate importante, care contribuie în mare măsură la realizarea sarcinilor din planul de şase ani.

2. Rezultatele obţinute pînă în prezent verifică ipotezele de lucru privind perspectivele regiunii, arătînd posibilitatea punerii în evidenţă a noi zone mineralizate în acest bazin minier.

3. Ritmul intensiv al lucrărilor de cercetare geologică obţinut în anii 1962—1963 trebuie menţinut şi în viitor.

4. În baza materialului documentar existent, este necesar să se treacă la întocmirea în colaborare (C.G., M.M.E.E. şi alte instituţii care activează în regiune) a unei lucrări de sinteză cu rezultatele obţinute prin cercetările geologice efectuate pînă în prezent, o asemenea lucrare constituind un ajutor preţios în munca de cercetare pentru viitor.

5. Se constată că întărirea colaborării între geologi şi minieri a dat rezultate bune, urmînd ca această colaborare să fie îmbunătăţită în continuare.

6. Este necesar să se elaboreze proiecte de sistematizare a lucrărilor de cercetare geologică pe perioade mai lungi, pentru principalele zăcăminte sau grupe de zăcăminte din bazinul Baia-Mare (exemplu Ilba — Cicîrlău — Nistru ; Săsar — Borzaş — V. Roşie — D. Crucii ; Capnic — Roata — Oanţa etc.).

7. Este necesar ca activitatea geologilor să se desfăşoare din ce în ce mai mult pe baze ştiinţifice, în care scop este necesar :

— să se lărgească colaborarea cu institutele academiei şi de învăţămînt superior de la Cluj, Iaşi şi Bucureşti ;

— să se introducă şi să se extindă cercetările geotermometrice, folosind experienţa cîştigată în acest domeniu de către Universitatea din Iaşi ;

— să se extindă metodele de cercetare geofizice — geochimice, hidrogeochimice etc.

8. Se accentuează necesitatea introducerii în programul consfătuirilor geologice a unor lucrări de geologie economică privind : gabaritele optime de explorare, metodologia de calcul a rezervelor, pierderi şi diluţii etc.

9. Faţă de importanţa ce trebuie acordată valorificării pe scară tot mai largă a substanţelor minerale nemetalifere, dat fiind informaţiile privind existenţa unor asemenea substanţe în regiune, este necesară inventarierea acestora şi cercetarea lor în vederea valorificării.

10. Menţinerea în planul de acţiune pentru activitatea viitoare a măsurilor prevăzute în concluziile elaborate la conferinţă din anul 1962, care se referă la perioade mai lungi de cercetare.

11. Este necesar să se treacă la lucrările de întocmire a hărţii metalogenetice a bazinului Baia-Mare, care să stea la baza programului de prognoză.

12. Să se elaboreze studii şi hărţi de prognoză care să stea la baza dezvoltării exploatărilor miniere.

13. Pentru consfătuirea din anul 1964, este necesar să se întocmească dinainte o tematică pentru referate, în scopul de a fi cuprinse cît mai multe probleme cu caracter practic-economic, legate de activitatea de cercetare geologică.

14. Este necesar ca referatele şi comunicările prezentate la actuala consfătuire să fie publicate în Revista Minelor sau multiplicate în cadrul M.M.E.E.

15. Se evidenţiază necesitatea şi utilitatea organizării consfătuirilor geologice pe regiuni miniere, în scopul ridicării continue a nivelului profesional, a cunoaşterii stadiului lucrărilor de cercetare geologică executate de diferite organizaţii, făcîndu-se un schimb de experienţă care duce la îmbunătăţirea activităţii geologice.

NAIDIN A.

Documentare

Akoskov, M. I. şi Fugzan, M. D. **Mecanizarea proceselor tehnologice — baza perfecţionării metodelor de exploatare.** Gornîi jurnal nr. 1, 1963, p. 3—8.

Autorii fac o expunere de sinteză a progreselor tehnice realizate în domeniul exploatării subterane a zăcămintelor de minereuri în U.R.S.S. şi în alte ţări.

Se subliniază că îmbunătăţirea radicală a tehnicii şi a tehnologiei lucrărilor miniere, crearea şi introducerea noilor mijloace de mecanizare a tuturor proceselor de producţie a minereurilor sînt condiţii hotărîtoare pentru ridicarea productivităţii muncii în întreprinderile miniere la nivelul preconizat de Congresul al XXII-lea al P.C.U.S.

Se face critica ritmului lent de proiectare şi de executare a unor utilaje miniere ca : perforatoare, maşini de încărcat vagonete — autocare, dispozitive vibratoare pentru evacuarea minereului etc. şi se dau recomandări pentru îmbunătăţirea acestei activităţi în corelaţie cu perfecţionarea metodelor de exploatare.

Se menţionează că pe lîngă rezultatele satisfăcătoare obţinute cu găurile de mină adînci cu diametrul de 100—150 mm, trebuie ţinut cont şi de rezultatele obţinute în îmbunătăţirea sfărîmării minereului şi a măririi productivităţii muncii în toate procesele lucrărilor de abataj, prin folosirea găurilor de mină adînci cu diametrul micşorat la 40—60 mm.

Cercetările în acest domeniu arată că transportul cu autocare este recomandabil numai atunci cînd grosimea zăcămintelor cu înclinare medie depăşeşte 9—10 m, iar pentru zăcămintele cu înclinare mică şi cu grosimi pînă la 7—9 m este mai potrivită evacuarea cu screpere.

Se remarcă că pentru mărirea productivităţii screperelor s-a adoptat soluţia măririi numărului de cupe la aceeaşi instalaţie, obţinîndu-se productivităţi de 260—200 t/h la distanţa de 30 m. Rezultate satisfăcătoare au dat transportoarele vibrante (KB —1 ; 1 = 10,4 m, lăţime = 1,44 cm) obţinîndu-se 500—600 t/schimb, iar durata de încărcare a unui tren de 50 t nu a depăşit 10—12 minute.

Matveev, M. A. **Îngheţarea conductelor de aer comprimat de la mine.** Gornîi jurnal, nr. 7, 1963. p. 46—48

Se face analiza măsurilor necesare pentru evitarea dopurilor de ghiaţă în conductele de aer comprimat din cauza temperaturii joase exterioare şi conţinutului de apă de condensare. Aşezarea conductelor în canale cu umplutură izolatoare, izolarea specială a acestora, uscarea aerului comprimat, toate acestea sînt cuprinse în categoria măsurilor eficace de prevenire a îngheţului, însă cel mai raţional procedeu se consideră răcirea ulterioară a aerului comprimat.

Se dă un exemplu de calcul determinînd pentru un anumit caz lungimea critică a conductei, amplasarea separatoarelor de apă şi cantitatea de apă de condensare.

Evsiovici, S. G. **Aprecierea schemelor tehnologice ale uzinelor de preparare magnetică din Krivoi-Rog şi căile de îmbunătăţire a acestora.** Gornîi jurnal, nr. 7, 1963, p. 57—72

Se analizează schemele de zdrobire, sfărîmare şi de preparare ale uzinelor de preparare din Krivoi-Rog : IUGOK — I, TGOK, NKGOK.

În funcţie de natura minereurilor şi de indicii tehnici optimi urmăriţi la îmbogăţirea concentratelor de fier pînă la 69—70%, se expun rezultatele diferitelor scheme cu mai multe faze de zdrobire şi sfărîmare. Ca exemplu, printre altele se arată cum introducerea unei faze suplimentare de sfărîmare a mărit conţinutul de fier în concentrat cu 1,2%.

Îmbunătăţirile respective se pot obţine nu numai prin proiectarea de noi uzine, dar şi prin reconstruirea celor existente aşa cum s-a realizat la uzina IUGOK —2, obţinîndu-se o economie de circa 2,7 milioane ruble.

În concluzie autorul indică posibilitatea perfecţionării schemelor de la uzinele de îmbogăţire magnetică din Krivoi-Rog prin următoarele măsuri :

1) clasificarea minereului sfărîmat înainte de prima fază de îmbogăţire şi îmbogăţirea separată a claselor mărunte şi mai mari :

2) continuarea îmbogăţirii concentratului magnetic prin flotaţie pînă la un conţinut al concentratului de 69—70% de fier ;

3) aducerea concentratului magnetic prin sfărîmare suplimentară şi separare umedă magnetică pînă la un conţinut de fier de 67—68%.

Prohorov, G. N., Sedlov, M. G. şi Scetinin, N. I. **Cercetarea lucrului şi experienţa exploatării screperelor pliabile.** Gornîi jurnal, nr. 7, p. 44—46, 2 fig.

Autorii descriu evacuarea minereului la metodele de exploatare cu separarea etajelor cu instalaţii de screpere tip 2 LSE — 55. S-a constatat că puterea motorului de 55 kW nu a fost utilizată din cauza lipsei de capacitate a screperului care trebuie să fie de 0,6—0,8 m^3.

Pentru a realiza folosirea unui screper de capacitate mai mare „VNIIT vetmen" a propus introducerea screperului pliabil cu capacitate de 0,7 m^3, tip SLŞ — 60, care are avantajul că în stare închisă are o înălţime numai de 500 mm. Dificultăţile care au apărut de la început au fost cauzate de greutatea insuficientă (mai mică de 700—900 kg) ceea ce ducea la înţepenirea screperului între masa de material şi tavan.

Se arată detalii constructive pentru perfecţionarea screperului ; prin introducerea screperului SLŞ—60 s-a mărit productivitatea screperistului cu 12%, iar durata funcţionării unei serii de cuţite s-a mărit pînă la evacuarea de 18 000 t faţă de 9 000 t, la cît rezistau screperele SL—30 şi SL—45. Totodată se realizează şi o economie de consum de energie.

Braghin, A. P. **Experienţa muncii pentru mărirea sarcinii de producţie a frontului de abataj.** Ugol, nr. 7, 1963, p. 2—6, 6 tabele

Se descrie desfăşurarea acţiunii pentru mărirea sarcinii de producţie a fronturilor de abataj de la diferite mine. Indicii tehnico-economici relativ la productivitatea muncii şi preţul de cost arată o îmbunătăţire simţitoare în anul 1962 faţă de 1960. De exemplu, la productivitate se observă o creştere de circa 11.5%, iar la preţul de cost o reducere de circa 9%.

Aceste rezultate s-au obţinut prin următoarele măsuri :

— crearea brigăzilor de zi şi complexe (antrenarea tuturor muncitorilor în răspîndirea muncii întregii brigăzi şi cointeresarea simultană a acestora) ;

— intensificarea lucrărilor miniere şi asigurarea fluxului continuu de producţie din abataje ;

— mărirea vitezelor de înaintare şi de abataje ;

— introducerea şi extinderea armăturilor mecanizate şi a micii mecanizări.

Naidis, A. M., Bratisko, A. S. şi Ciuikov, G. L. **Influenţa adîncimii de exploatare asupra costului de întreţinere a galeriilor în strate cu înclinare mică din Donbas.** Ugol, nr. 7, 1963, p. 20—22

Literatura de specialitate cuprinde mai multe cercetări şi studii despre costul întreţinerii lucrărilor miniere în funcţie de mai mulţi factori : grosimea stratelor, secţiunea lucrărilor, tipul armăturii, lungimea lucrării şi adîncimea exploatării.

După părerea autorilor, factorul adîncimii nu a fost suficient de complet analizat. Pe baza datelor adunate de catedra de exploatări miniere de la Institutul politehnic din Donetk, autorii au reuşit să scoată unele condiţii concrete de dependenţă a costului de întreţinere a lucrărilor miniere orizontale de adîncimea exploatării.

Se dă o diagramă a corelaţiei între costul întreţinerii galeriilor la capitolul salarii şi materiale şi adîncimea exploatării.

În concluzie se arată :

— influenţa adîncimii exploatării se manifestă, mai ales, în starea lucrărilor executate în roci nestabile (argilite şi roci compuse din fragmente sedimentare);

— pentru adîncimi de 900—1 000 m se poate neglija influenţa adîncimii asupra întreţinerii lucrărilor săpate în gresii.

Se dau formule analitice pentru calculul costului întreţinerii în funcţie de adîncime.

Prudkin, I. M. şi Sosnov, V. D. **Unele rezultate de dezvoltare a mecanizării şi automatizării la minele de cărbuni.** Ugol, nr. 7, 1963, p. 48—51

Se face bilanţul progresului tehnic realizat în industria cărbunelui din U.R.S.S. în anul 1962 faţă de anii 1958 şi 1960.

Din tabelele prezentate reiese că dezvoltarea mecanizării proceselor de încărcare, susţinere şi dirijare a coperişului marchează o creştere, în anul 1962 faţă de 1960, de circa 8%.

La lucrările de pregătire se constată o mărire a mecanizării înaintărilor, în anul 1962 faţă de 1958—1960, cu 28,7%.

În domeniul transportului s-au realizat perfecţionări în direcţia extinderii transportoarelor, folosirii locomotivelor electrice grele şi vagonetelor de mare capacitate, mecanizării şi automatizării lucrărilor de manevrare şi operaţiilor ajutătoare. În urma acestor măsuri s-a redus numărul muncitorilor de servire pe 1 000 t din producţia zilnică cu 9,4%.

Automatizarea şi mecanizarea, îmbunătăţirea tehnicii miniere, mărirea sarcinii de producţie pe mină şi abataj, ridicarea nivelului de organizare a producţiei şi a muncii au dus la creşterea productivităţii lunare medii în anul 1962 faţă de 1958, cu 12%.

Zapara, S. A., Panov, V. A. şi Hrapici, V. G. **Transportul auto la construirea carierelor din bazinul Krivoi-Rog.** Şahtnoie Stroitelstvo, nr. 7, 1963, p. 11—13

Se analizează procesul tehnologic al excavării şi transportului auto şi pe cale ferată, evidenţiind că transportul auto pentru anumite condiţii este mult mai avantajos. Se obţine o concentrare optimă a lucrărilor miniere, o utilizare mai raţională a excavatoarelor şi o coborîre a lucrărilor de exploatare pînă la 35 m/an faţă de 7,5 m/an de la carierele cu transport feroviar.

Se prezintă cu ajutorul graficelor, variaţia preţului de cost în funcţie de distanţa de transport şi de capacitatea autocamioanelor.

În concluzie se afirmă că pentru Krivbas, capacitatea cupei excavatorului trebuie să fie între 4 şi 10 m^3, iar capacitatea autocamioanelor basculante să se încadreze în limitele de 25—75 t.

Viteza tehnică de transport a autobasculantelor nu trebuie să se micşoreze din cauza creşterii capacităţii lor de încărcare.

* * * **Aparat pentru controlul automat al cenuşii din cărbune.** Colliery Guardian, **206,** nr. 5321, 1963, p. 438—439

Pentru controlul continuu şi automat al conţinutului de cenuşă din diferitele produse rezultate la spălarea cărbunelui se întrebuinţează un aparataj bazat pe folosirea absorbţiei sau reflecţiei razelor gama în mod diferit de cărbune şi de cenuşă. Drept sursă de radiaţie se foloseşte izotopul thuliu 170, prin faţa căreia trece proba de cărbune, care produce înregistrarea cu ajutorul unui contor cu scintilaţie dotat cu cristal de ioduri de sodiu şi cu un tub de fotomultiplicare.

O'Brien, T. J. **Practica consolidării rocilor.** Colliery Guardian, **206,** nr. 5320, 1963, p. 403—406

Procedeele actuale de consolidare sînt împărţite în patru clase :

Clasa A : consolidarea cu ciment sau cu argilă şi ciment, procedeu care asigură o mare rezistenţă, dar care necesită o diluţie foarte mare a amestecurilor de consolidare în apă, în scopul asigurării posibilităţilor de pompare. Surplusul de apă injectat scumpeşte procedeul şi impune menţinerea soluţiei o perioadă mai îndelungată sub presiune statică a soluţiei.

Clasa B : consolidarea pe cale chimică şi cu argilă asigură folosirea unui material plastic a cărui capacitate de penetrare depinde de viscozitatea iniţială şi de mărimea particulelor de argilă. Soluţiile cele mai obişnuite sînt cele de bentonită şi silicat de sodiu folosit în scopul împiedicării ireversibilităţii naturii tixotropice a suspensiei de bentonită. Măcinarea bentonitei constituie o problemă care încă nu este complet rezolvată.

Clasa C. : consolidarea cu emulsii bituminoase, care necesită pomparea substanţei la temperatură ridicată şi prezenta neajunsul că o dată stricată o astfel de consolidare, ea nu poate fi separată printr-o nouă injectare.

Clasa D. : consolidarea pe cale chimică, folosind fie silicat, cloruri şi rocă aluminoasă, fie combinaţie de lignină şi bicromat de sodiu, fie hidrocarburi polimerizate, fie uretan sau poliuretan, fie cimenturi speciale (ciment Trief).

* * * **Industria carboniferă engleză în 1962.** Colliery Guardian, **206,** nr. 5309, 1963, p. 74—75

În anul 1962 în Anglia s-a realizat o producţie de 187,59 milioane tone cărbune, cu 4,4% mai mult decît în 1961. Producţia de cărbuni din cariere a fost de

7,3 milioane. Productivitatea muncii a crescut de la 1,44 la 1,56 t/post, ca urmare a creşterii nivelului de mecanizare a producţiei de la 48 la 59%. Producţia medie a unui abataj a crescut de la 286 t/zi la 334 t/zi, ca urmare a creşterii numărului de maşini ce au lucrat în două schimburi de la 703 la 766 şi a celor care au lucrat în trei schimburi de la 146 la 224.

În anul 1962 s-a experimentat combina Collins în abataje fără prezenţa oamenilor şi s-a pregătit experimentarea pentru trecerea a două abataje utilate cu combine obişnuite, la comanda de la distanţă.

Morris, A. H. şi Pentith G. R. O. **Rambleiere pneumatică folosind aer comprimat la joasă presiune.** Steel and Coal **186,** nr. 4932, 1963, p. 171—186

La o serie de mine de cărbuni din Anglia se practică de mai mulţi ani rambleierea pneumatică cu aer comprimat la joasă presiune. Maşinile de rambleiat tip Markham pot transporta rambleul pe o conductă cu lungime de maximum 110 m cu un singur cot, la o capacitate de 120 t/h, la o presiune de 1,75 kg/cm^2, cu un consum de aer comprimat de circa 64 m^3/min. Maşina de rambleiat se plasează în apropierea abatajului, fiind deservită de un compresor tip Atlas Copco U—18 cu o capacitate de 63,7 m^3/min la o presiune de 1,4—1,5 kg/cm^2, acţionat de un motor electric de 110 kW.

Faţă de maşinile folosite în mod curent la rambleierea pneumatică normală unde se foloseşte aer comprimat la presiune de 4—7 kg/cm^2 şi un consum de aer comprimat de 85—113 m^3/min, rambleierea la presiune redusă prezintă o deosebită economicitate.

* * * **Suport hidraulic pentru perforare.** Schlägel und Eisen, nr. 2, 1963, p. 96

Suportul hidraulic este destinat folosirii împreună cu perforatoarele acţionate tot hidraulic. Extensia maximă a acestui suport hidraulic este de 2,9 m şi cu intercalarea unei piese de prelungire se poate ajunge la 3,6 m. Ca fluid se poate folosi ulei, emulsie de apă şi uleiuri sau apă. Greutatea suportului este de circa 23 kg.

Keienburg, F. **Noi posibilităţi pentru combaterea practică a silicozei.** Schlägel und Eisen, nr. 2, 1963, p. 89—90.

Pentru captarea prafului format la puşcare la unele mine din Ruhr se folosesc filtre de absorbţie uscate, montate la 70 m de la front. Un astfel de filtru, cu o suprafaţă interioară de 60 m^2 pînză, şi care are un randament de reţinere de 99%, primeşte aerul din front cu ajutorul unui ventilator. În cazul puşcării a 40 găuri de mină filtrul reţine circa 10 l praf. Uneori aceste filtre se confecţionează sub forma unor tuburi extensibile de aeraj.

Halpop, P. **Dezvoltarea industriei carbonifere în R. P. Chineză.** Bergbautechnik **13,** nr. 2, 1963, p. 100—102

Înainte de revoluţie în China existau numai 13 mine cu o tehnologie învechită, în timp ce în prezent există 55 întreprinderi cu o producţie anuală de un milion tone fiecare şi şapte întreprinderi cu o producţie anuală de peste 10 milioane tone.

Aproape toate procesele de producţie sînt mecanizate, în anul 1960 obţinîndu-se numai prin hidromecanizare 20 milioane tone. Rezervele de cărbuni reprezintă în stadiul actual 1,5 miliarde tone, majoritatea zăcămintelor fiind reprezentate de strate cu grosime medie.

Cărbunele bituminos reprezintă 80% din totalul rezervelor, iar antracitul, 17%.

Dezvoltarea industriei carbonifere din R. P. Chineză se face într-un ritm rapid; în anul 1949 producţia a fost de 32,4 milioane tone, în anul 1955 de 98,3 milioane tone, iar în anul 1960 de 420 milioane tone.

Heide, B. **Bazele flotaţiei în hidrocicloane.** Bergbauwissenschaften **10,** nr. 7, 1963, p. 152—168

Autorul a realizat un hidrociclon pentru flotaţia şlamului de cărbuni în care se suprapun efectele flotaţiei şi ale hidrociclonării. Sub influenţa forţei centrifuge spuma de flotaţie se îndreaptă spre axa ciclonului evacuîndu-se prin prea-plin, în timp ce şisturile sînt proiectate spre mantaua ciclonului şi se evacuează pe la partea inferioară a acestuia.

În acest aparat spălarea cărbunilor se efectuează cu un mare randament.

Grützner, W. **Studiul influenţei cîmpului electric asupra reactivilor de flotaţie.** Bergbauwissenschaften **10,** nr. 7, 1963, p. 168—176

Supunînd o serie de reactivi colectori influenţei unui cîmp electric mai înainte de a-i introduce în circuitul de flotaţie, rezultă o dependenţă a randamentului flotaţiei de mărimea cîmpului electric şi de caracteristicile fizice ale colectorilor respectivi.

Se pare că acest fapt se datoreşte forţei de orientare a cîmplului electric care face ca miceliile reactivului colector să se orienteze, formînd un agregat de molecule care favorizează fixarea pe suprafaţa particulelor în minerale.

Karagodin, L. N. **Deschiderea stratelor de cărbune cu pericol de erupţie, cu gaze la presiuni de peste 40 at.** Bezopasnost truda **7,** nr. 4, 1963, p. 19—20

În Donbas există în prezent o serie de strate în care metanul se găseşte la presiuni mai mari de 40 at — valoarea limită la care diferitele procedee de deschidere a acestor strate, admise de NTS, sînt posibile de aplicat.

În aceste cazuri se aplică găuri de sondă de drenare, care permit reducerea presiunii în strat, după cîteva zile, la sub 10 at. La această presiune deschiderea se realizează sub protecţia unei carcase din cadre metalice elastice ancorate sau prin procedeul injectării în cărbune a apei sub presiune.

Körber, K. **Metodă de preparare a sărurilor mixte de potasiu.** Bergakademie, nr. 15, iunie 1963, p. 455—460

Se descriu metodele de preparare a sărurilor mixte de potasiu cunoscute în prezent şi care în viitorul apropiat vor deveni foarte importante. Prepararea acestor săruri mixte se dezvoltă din ce în ce mai mult, astfel încît în viitor va trebui să se acorde o atenţie deosebită tuturor problemelor legate de aceste metode de preparare. Dezvoltarea metodelor de preparare va trebui să se facă în sensul trecerii de la procedeele de dizolvare folosite pînă în prezent, la sistemul flotării. O contribuţie însemnată la perfecţionarea metodelor de preparare va trebui să o aibă şi punerea la punct a diferitelor procedee de separare a carnalitei de celelalte săruri însoţitoare, ca de exemplu sortarea densimetrică, sau separarea electrică.

Schmidt, M. **Analiză optică efectuată pe modele, drept bază pentru determinarea efectelor mecanice ale rocilor în subteran şi la suprafaţă.** În: Bergbauwissenschaften nr. 10, 1963, p. 25—41.

Analiza optică a efectelor mecanice ale forţelor de tensiune se poate face şi în domeniul minier. Justificarea aplicării acestui fel de analiză în mecanica minieră este făcută pe cale matematică folosind pentru aceasta şi date rezultate din experimentări. Pe bază de exemple se arată că, ţinînd cont de cunoştinţele ştiinţifice actuale, optica tensiunilor nu este numai metoda, la model redus, cea mai indicată

pentru studiul fenomenelor mecanice ale rocilor la scară mare, dar poate fi folosită şi la alegerea celei mai bune metode de exploatare în condiţii geologice şi de exploatare date.

Schltz, W. **Perforarea cu sfredele cu tăiş concav.** Glückauf, nr. 99 ianuarie 1963, p. 25—27

S-au făcut încercări de perforare cu sfredele avînd tăişul parabolic-convac. Rocile în care s-au făcut încercările au fost un granit compact şi uniform, precum şi o gresie avînd aproape aceeaşi conformaţie. Rezultatele obţinute la perforarea în aceste roci cu sfredele cu tăişul concav, au fost analizate sub mai multe aspecte. S-au determinat : viteza de perforare în funcţie de lungimea găurii şi de forţa de împingere, uzura sfredelului raportată la diametrul tăişului, precum şi uzura sfredelului în funcţie de timpul de perforare. S-a ajuns la concluzia că sfredelele cu tăişul parabolic-concav sînt superioare tăişurilor uzuale atît în ceea ce priveşte efectul de mărunţire obţinut, cît şi în privinţa vitezei de perforare, evacuării sfărîmăturilor din gaură şi a uzurii. Aceste avantaje ale formei concave ale tăişului sfredelelor sînt însă mai puţin importante la rocile mai moi. Uzura este cu 15—20% mai mică în diametru a tăişurilor concave faţă de cele obişnuite. Pentru folosirea tăişurilor concave este necesar însă să existe maşini de ascuţit speciale.

Roos, J. **Ancorarea cu cablu, o nouă metodă de susţinere.** Glückauf **98,** nr. 1, 1962, p. 16—21

În minele germane de săruri potasice ancorarea cu cablu fixat de masiv prin cimentare este cunoscută de mai multă vreme. Un nou sistem de ancorare cu cablu este acela de a lega ancora de masiv direct prin intermediul cablului. Se descrie modul de lucru cu acest sistem de susţinere care se compune dintr-un cablu metalic, precum şi din capete de împănare la extremităţi şi din capete expandabile. Diagramele caracteristice de deplasare-sarcini ale ancorei cu cablu sînt mult mai favorabile în comparaţie cu cele ale ancorelor, obţinuite cu cap expandabil. Pentru a deplasa de exemplu cu 50 mm la o încercare de smulgere, sarcina rezultată reprezintă 46 tone în timp ce ancorele cu cap expandabil nu pot prelua la această deplasare mai mult de 14—16 tone, ajungînd în plus şi la limita de curgere. Se arată că şi costul ancorării cu cablu este mai redus, chiar dacă se ia în considerare şi faptul că recuperarea acestor ancore nu se mai poate face.

Müller, O. **Metode şi utilaj de perforare pentru lucrări de explorare şi de exploatare în minele de minereuri.** Technische Mittelungen Krupp **20,** nr. 2, 1962, p. 93—102

Se face încercarea de a clasifica metodele de perforare după efectul tehnologic al uneltei asupra rocii. Aplicabilitatea metodelor de perforare mai poate fi caracterizată şi în funcţie de diametrul de perforare, precum şi de adîncimea şi direcţia găurii. Se descriu mai multe metode de perforare şi utilajul folosit arătîndu-se domeniul de aplicare pentru fiecare. În încheiere se arată care sînt criteriile principale pentru determinarea costului lucrărilor de perforare care reprezintă un procent însemnat din cheluielile totale de producţie. Capitolele principale de cheltuieli : manopera, materialele, utilajul şi energia au valori diferite în funcţie de domeniul de aplicare şi de utilajul folosit.

*** **Perdea de aeraj din lanţuri suspenadte**. Bulletin d'informations techniques, nr. 103, 1962,

După cum s-a dovedit în urma unor experimentări în minele de cărbuni se poate forma o perdea eficace şi permanentă de aeraj din lanţuri suspendate care pot fi uşor montate în galeriile de transport. Lanţurile sînt în aşa fel aşezate încît să formeze trei perdele de aeraj. Elementele de lanţuri dintr-o perdea, precum şi perdelele sînt suspendate foarte aproape, unele de altele, astfel încît lanţurile se încîlcesc unele cu altele formînd o barieră în calea curentului de aer. Capetele inferioare ale lanţurilor ajung exact pînă la transportor împiedicînd astfel să se producă un curent puternic de aer şi să se provoace împrăştirea prafului de cărbune.

*** **Concentrarea minereurilor de cupru prin radioactivitate indusă.** The Mining Journal, nr. 5, aprilie 1963, p. 321

Minereurile sărace de cupru nu sînt radioactive, însă calcozina poate să fixeze sau să absoarbă nuclee radioactive ca de exemplu izotopul Cu 64 ; minereul mai poate fi făcut radioactiv şi printr-un bombardament de neutroni sau de raze gama. Se poate apoi uşor concepe trierea unui astfel de minereu activat printr-un procedeu analog celui utilizat pentru minereurile de uraniu. Problema devine mai complicată în cazul minereurilor complexe, din cauza prezenţei fierului, sodiului, manganului şi potasiului care dau naştere izotopilor Fe 59, Na 24, Mn 56. Prezenţa acestor izotopi împiedică calcularea conţinutului de cupru prin măsurarea radiaţiilor emise ; este însă posibil să se numere separat radiaţia gamă emisă de Cu 64.

*** **Verificarea electronică a cablurilor de extracţie.** The Mining Journal, oct. 19, 1962, p. 360—361

Regulamentele miniere prevăd, pentru controlul cablurilor de extracţie, examinări şi încercări efectuate la intervale anumite. Rezultatele acestor verificări pot fi completate printr-un control electronic care să măsoare pe toată lungimea cablului variaţia pasului toroanelor. Rezistenţa R a cablului variază cu lungimea acestui pas. Într-adevăr, în fiecare toron tensiunea T poate fi descompusă după axa cablului şi după o perpendiculară la această axă. Această a doua componentă T_1, proporţională cu T şi cu sin i (i = înclinarea toronului faţă de axă), dă în orice punct al cablului un cuplu de torsiune T compensat la extremităţi de către legăturile cablului pe tambur şi pe colivie. Pentru ca ansamblul acestor forţe, care acţionează asupra cablului, să fie în echilibru, acest cuplu trebuie să fie constant pe toată lungimea cablului. Dacă R se micşorează într-un punct oarecare, secţiunea şi raza medie a cablului se vor micşora de asemenea. Valoarea cuplului T rămînînd constantă, T va creşte ; cum T este presupus constant, se va mări unghiul i, iar lungimea pasului se va micşora.

În practică se utilizează receptoare de unde magnetice. Sondele acestui aparat sînt foarte sensibile la distanţa care le separă de obiectele metalice cărora le măsoară vibraţiile. Dacă se aşază o sondă S_1 lîngă un cablu în mişcare şi perpendicular pe direcţia mişcării, receptorul va emite un semnal alternativ a cărui lungime de undă va fi proporţional cu viteza cablului. Dacă se plasează o a doua sondă S_2 în aceleaşi condiţii însă la o distanţă de S_1 egală cu pasul toronului, semnalele emise de cele două receptoare vor fi în fază. Dacă lungimea pasului variază, va avea loc o defazare în lungimile de undă emise. Valoarea unghiului de defazare permite apoi să se determine variaţia lungimii pasului şi deci rezistenţa cablului.

Această metodă nu este precisă decît pentru variaţii mici ale lungimii pasului. În practică, sonda S_2 este mobilă şi este deplasată astfel ca să se menţină în fază cele două semnale. Variaţia lungimii pasului se determină în acest caz după mărimea deplasării sondei S_2. Metoda permite o precizie de 2% asupra variaţiei lungimii pasului.

MUSZAKI KÖNYVTÁR

SOMMAIRE

Popescu, F. G. et Curpăn, C.: *Méthodes de soutènement des travaux du fond étudiées et appliquées dans le basin minier de Maramureş.*

Zămîrcă, P., Schmidt, H. et Amărăscu, R.: *Le béton torcrété, un nouveau procédé de soutènement et d'isolation hydrofuge des travaux du fond (II).*

Après une succinte description technologique du soutènement par béton torcrété appliqué aux diverses catégories des roches, on indique la productivité et le prix de revient réalisés en différents pays comparativement aux procédés usuels d'étayage. Concluant, les auteurs avancent des propositions concernant l'applicabilité du béton torcrété comme élément de soutènement des travaux du fond dans la R.P.R.

Vasilov, Vl., Ganischi, S. et Cioltea, A.: *La séparation de la chalcopyrite des concentrés plombo-cuivreux et le décuivrage des concentrés de zinc.*

On présente les résultats obtenus par des recherches préalables et par des applications industrielles dans une usine de traitement du pays, poursuivant la séparation des concentrés Pb-Cu, y compris l'aspect économique du problème. On expose également les résultats des essais entrepris en vue d'obtenir la diminution de la teneur en fer et en cuivre des concentrés de zinc produits dans la région de Baia-Mare.

Manea, Al.: *Principes corrélatifs d'horizontalité stratigraphique fondés sur l'étude des minerais terrigènes.*

NOTES

Teich, I.: *Sur certains problèmes concernant la méthodologie de la représentation graphique des éléments économiques (application à l'étude du développement de l'industrie minière dans la R.P.R.).*

Semaka, A.: *Boussoles géologiques spéciales utilisées pour les études de microtectonique.*

CRONIQUE

ACTIVITÉ DE L'INSTITUT DE RECHERCHES MINIÈRES

ACTIVITÉ SCIENTIFIQUE

DOCUMENTATION

CONTENTS

Popescu, F. G. and Curpăn, C.: *Investigation and application of imbering methods for the underground constructions in the Maramureş basin.*

Zămîrcă, P., Schmidt, H. and Amărăscu, R.: *Concrete guniting, a new method of timbering and waterproofing underground constructions. Part. II.*

After a short description of the technology of concrete guniting in different categories of rocks, the productivity and the cost obtained in various countries, in comparison with other usual timbering methods are set forth. In conclusion, suggestions are made concerning the use of concrete guniting as a new method of timbering some underground constructions of the R.P.R..

Vasilov, Vl. and Ganischi, S. and Cioltea, A.: *The separation of chalcopyrite from the lead-copper concentrates and the reduction of copper from the zinc concentrates.*

The results obtained in one of our plants by experiments and in the industrial application of the separation process of Pb-Cu concentrates are set forth, economical considerations are made. The results of the experiments, obtained in the region of Baia-Mare, concerning the reduction of iron and copper from the zinc concentrates are equally reproduced.

Manea, Al: *Corelation and stratigraphic separation of horizonts, bazed on the study of terrigenous minerals.*

NOTES

Teich, I.: *About some problems concerning the methodology in the representation of the economical elements (application to the study of the development of the mining industry in Rumania).*

Semaka, A.: *Geological compasses, specially employed in microtectonical studies.*

CHRONICLE

FROM THE ACTIVITY OF THE RESEARCH INSTITUTE OF MINING INDUSTRY

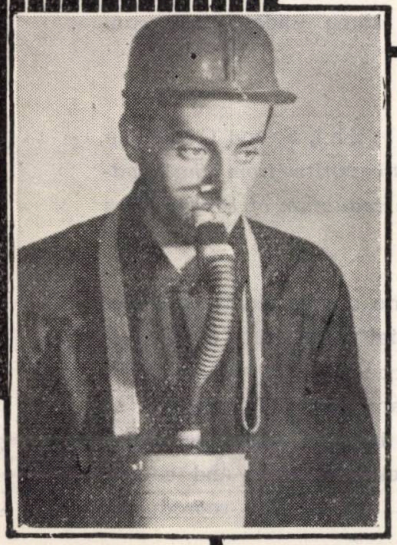
RESEARCH

DOCUMENTATION

OPSZÁGOS MŰSZAKI KÖNYVTÁRES

Aparat de salvare individual pentru mine

Tip BŐK-1



Timpul minimal de protecţie a aparatului contra oxidului de carbon (CO) este 45 minute.

Greutate: 1 500 grame

Timp de garanţie: 2 ani

Uşor de manipulat!

Exploatare sigură!

Indispensabil!

Exportat prin:

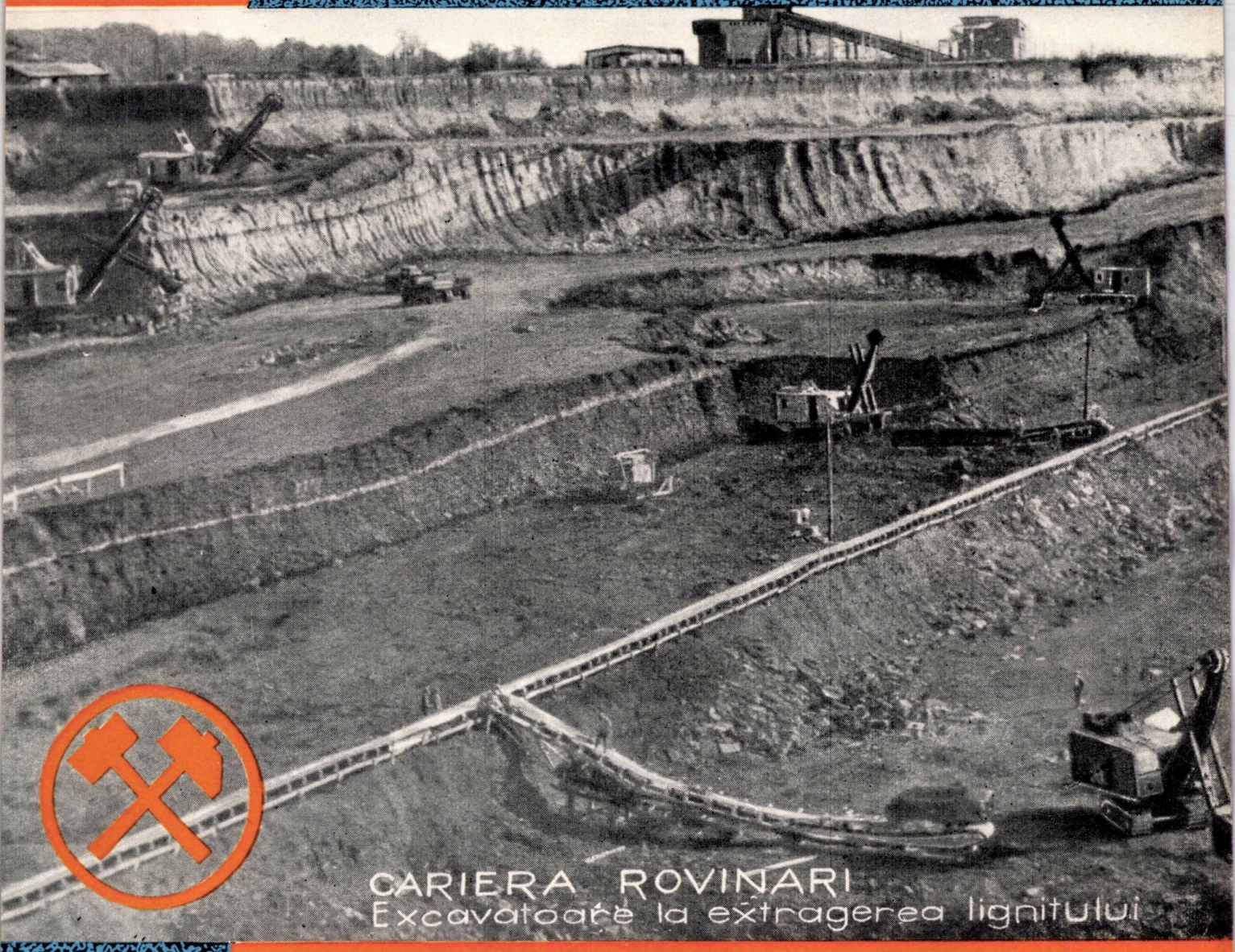
FERUNION HUNGARIA

FERUNION Intreprindere ungară de comert exter pentru produse tehnice P.C.b. 190

Budapesta 53

M.M.E.E.

DIRECTIA GENERALĂ CĂRBUNE



CARIERA ROVINARI
Excavatoare la extragerea lignitului

Trustul minier OLTENIA

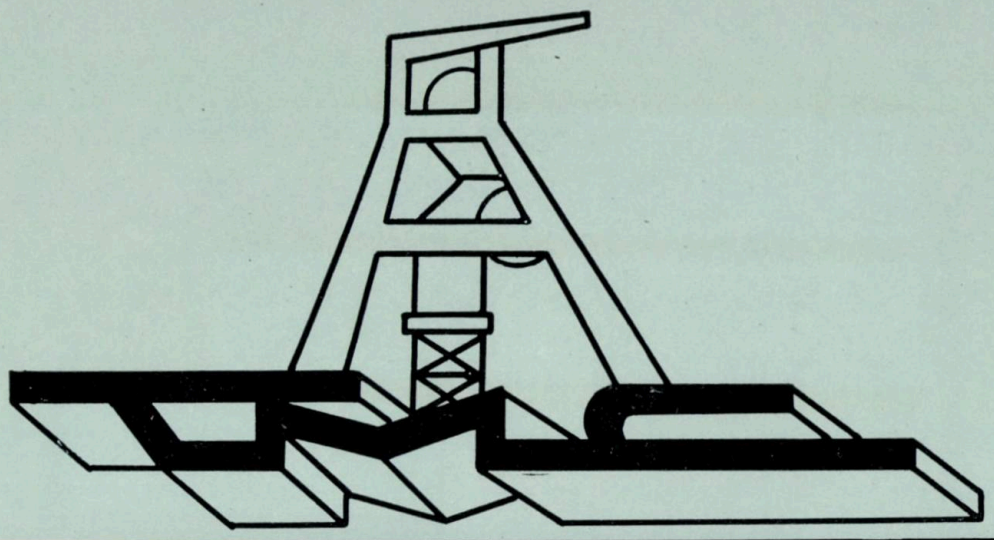
CRAIOVA

TRUSTUL AURULUI BRAD

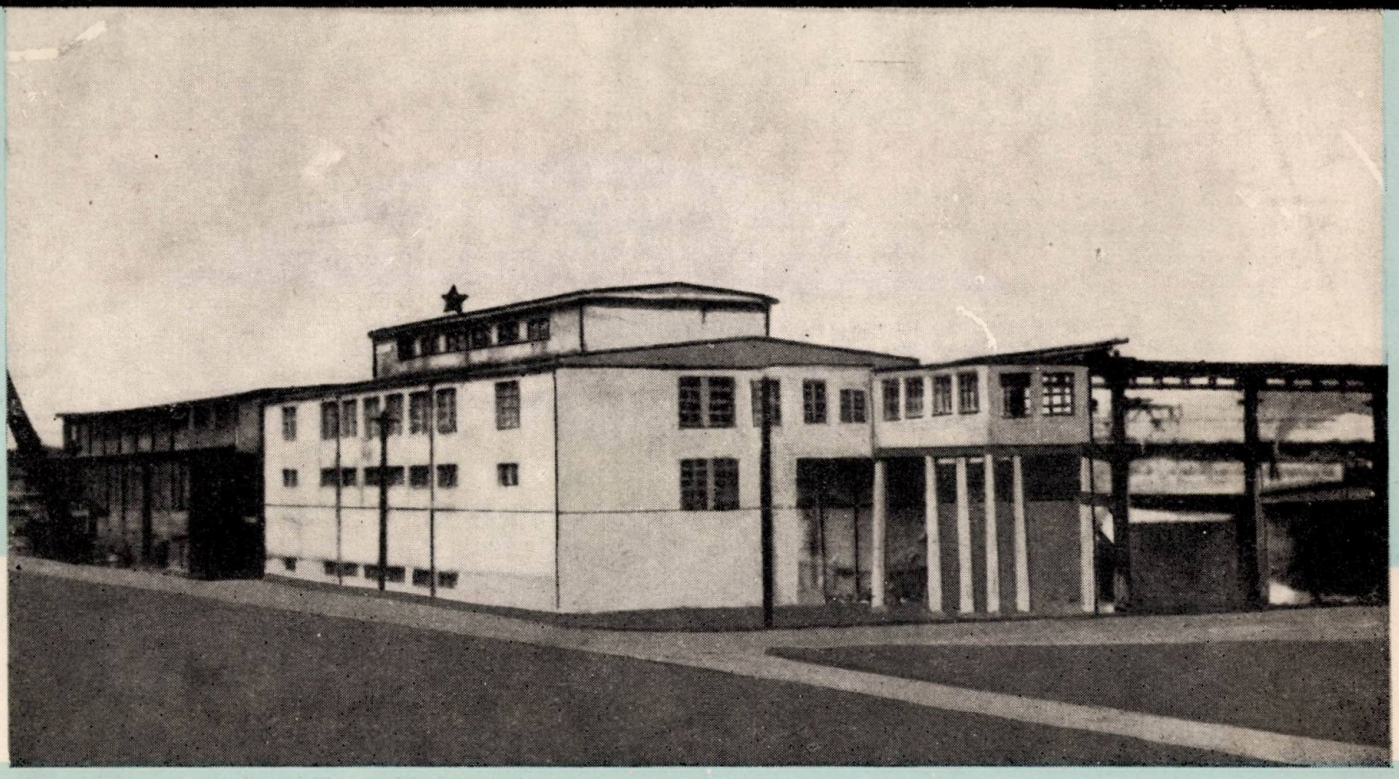
Cercul Foto T.A. BRAD

NOUA CIANURAȚIE DIN BAIA DE ARIEȘ

ORAȘ BRAD • Str. MOȚILOR Nr. 15 • RAION BRAD • REG. HUNEDOARA



TRUSTUL MINIER CLUJ



INSTALAȚIA DE PREPARARE DIN AGHIREȘ

APARȚINĂTOARE

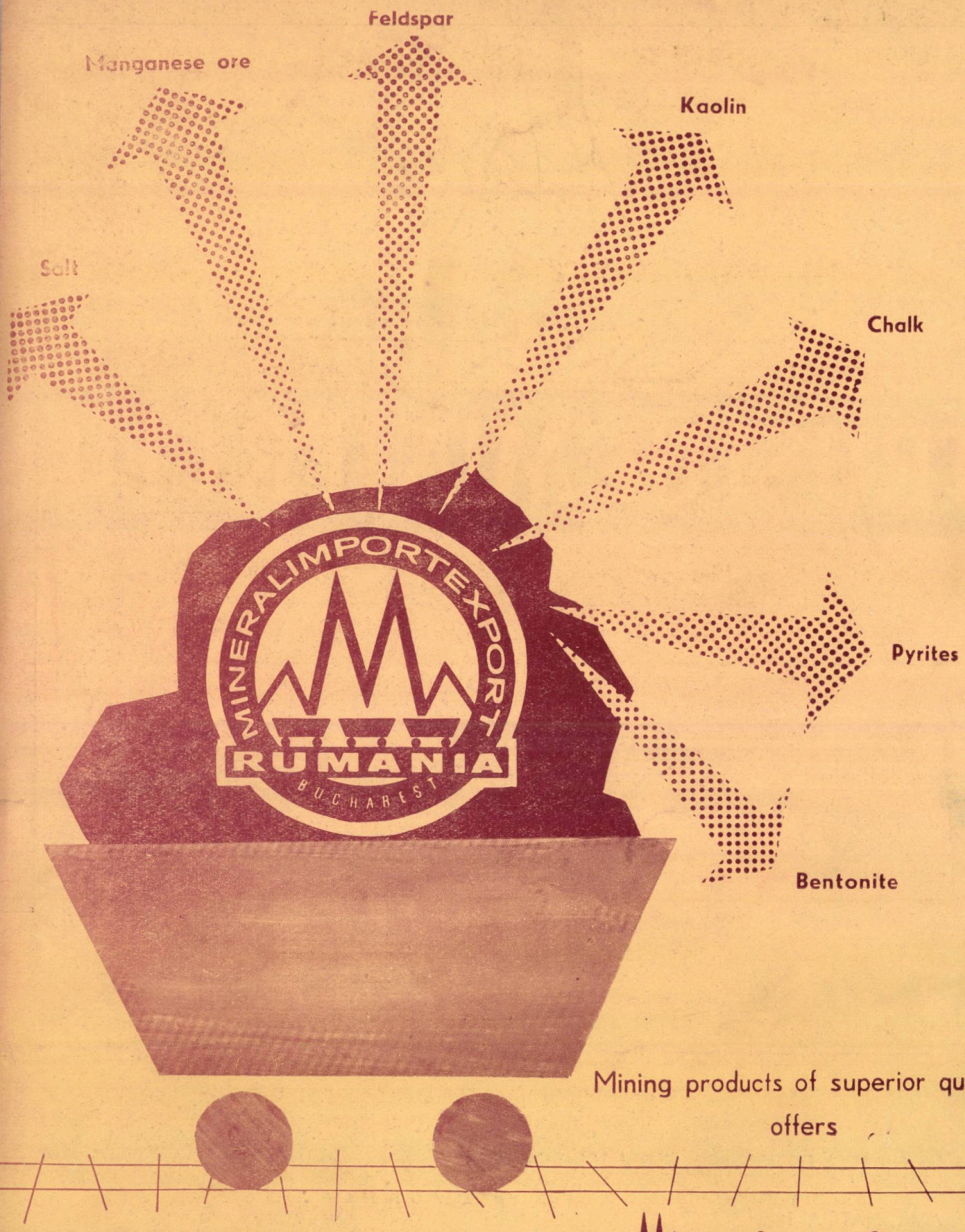
TRUSTULUI

MINIER

CLUJ

Produce:

- ★ CAOLINURI SELECȚIONATE
- ★ CAOLINURI INOBILATE
- ★ CAOLINURI DE MASĂ
- ★ NISIPURI SELECȚIONATE PENTRU TURNĂTORII



Mining products of superior quality offers

Mineralimportexport

RUMANIA — BUCHAREST

STATE ENTERPRISE FOR FOREIGN TRADE

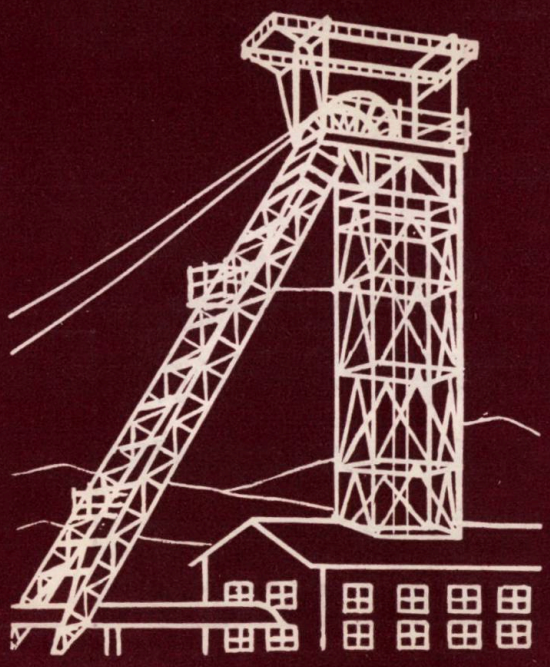
Bucharest — Rumania

G. Assan Street, 3—Phone: 15.09.30, 14.09.26

Cable: „MINERALIMPORTEX" — Bucharest

E1433

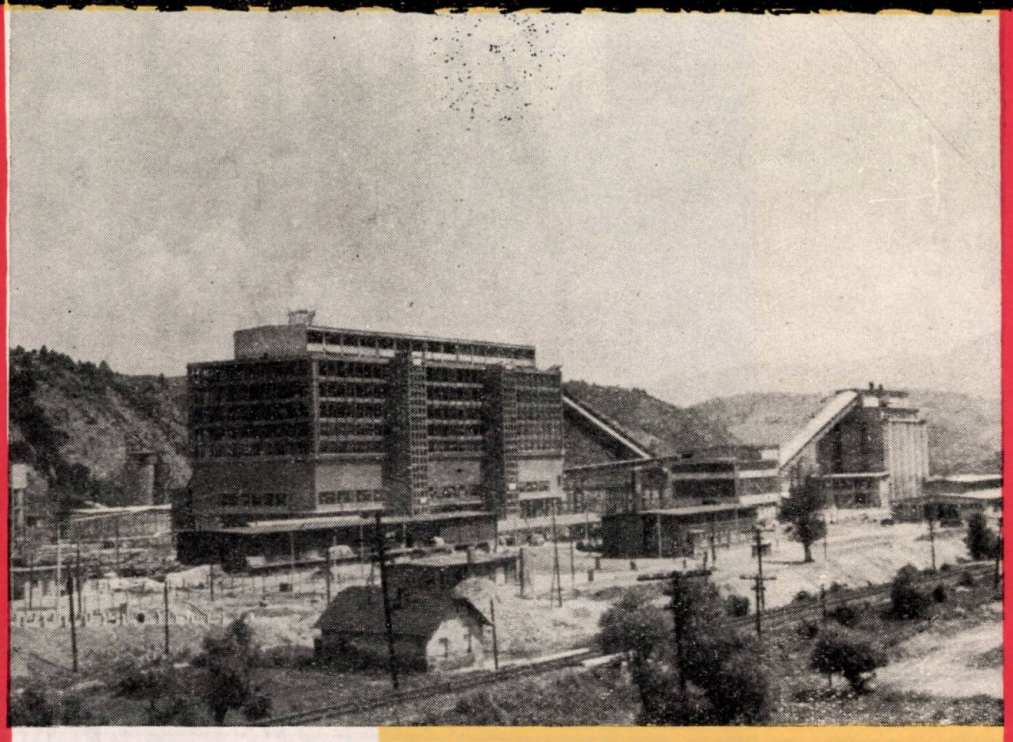
REVISTA MINELOR



VOLUMUL XIV NUMĂRUL 12 PAGINA 525 — 576

12

MMEE



Preparaţia Coroeşt

COMBINATUL CARBONIFER VALEA JIULUI

Revista MINELOR

ORGAN AL MINISTERULUI MINELOR ŞI ENERGIEI ELECTRICE ŞI AL CONSILIULUI NAŢIONAL AL INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR

Anul XIV **Nr. 12** **Decembrie 1963**

REDACŢIA: BUC., Str. SF. ION NOU 33, Tel.: 21.26.03

CUPRINS

Pagina

CELŢOV, M. **Influenţa condiţiilor hidrogeologice ale zăcămintelor de substanţe minerale utile asupra stabilităţii susţinerii miniere** . . . 525—533

STOICOVICI, E. şi TRIF AURICA. **Pegmatitul din Munţii Apuseni** . 534—545

RIPAN RALUCA, PASCU, N. şi TODORUŢ, I. **Determinarea vitezelor de circulaţie pe faze la flotaţia minereului aurifer cu ajutorul aurului radioactiv 198** . . . . 546—550

LEŢU, N., TEODORESCU, C., DIJMĂRESCU, I. HIRIAN, C. şi FAUR ELVIRA. **Studiu asupra consumului specific de exploziv la E. M. Barza** 550—556

NICOLAU, M. **Experimentarea şi extinderea metodei de exploatare cu front lung la zăcământul de fier Lueta** . . . . . 556—560

JUDE ELVIRA. **Funcţionarea morilor cu bile la viteze de rotaţii variabile** . . . . . 561—564

CRONICA

BĂLTĂREŢU, R. **Aspecte din industria extractivă a sărurilor de potasiu şi de sodiu din R.D.G.** . . . . 565—570

DIN ACTIVITATEA INSTITUTULUI DE CERCETĂRI MINIERE

RECENZII

DOCUMENTARE

INDEX BIBLIOGRAFIC

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. LUBENESCU D., Laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil; ing. BOGDAN I., redactor responsabil adjunct; ing. ANTON P.; ing. BĂLTĂREŢU R.; conf. ing. BUZATU C.; economist ENACHE M.; ing FOLEA I.; prof. dr. ing. HUBER PANU membru corespondent al Academiei R.P.R., prof. dr. IANOVICI V. membru corespondent al Academiei R.P.R., Laureat al Premiului de Stat; candidat în ştiinţe ing. KOVACS ST.; ing. KISS A.; ing. ROMAN P.; ing. ŞERBAN A.; prof. ing. VANCI GH.; candidat în ştiinţe ing. VLAD P.

R E V I S T A M I N E L O R

ANUL XIV Nr. 12 DECEMBRIE 1963

СОДЕРЖАНИЕ

Чельцов М. *Влияние гидрологических условий на устойчивость шахтной крепи*

Излагаются результаты опыта по проходке и поддержанию горных выработок по углю залегающему в водоносных породах.

Стойкович Е. и Триф Аурика: *Пегматиты Западных Гор*

В работе излагаются результаты исследовательских работ по пегматитам Западных Гор, описываются их разновидности и рассматриваются возможности их практического использования.

Акад. Рипан Р., Паску Н. и Тодоруц И.: *Определение скоростей циркуляции по стадиям процесса при флотации золотой руды, с помощью радиоактивного золота 108.*

Определение скорости циркуляции производилось путем определения времени прохождения радиоактивных частиц через различные пункты установки в которых была монтирована соответствующая аппаратура.

Лецу Н., Теодореску К., Дижмэреску И., Хиреан, К. и Фаур Эльвира. *Об удельном расходе ВВ на руднике Барза*

Описываются опыты проведенные авторами на руднике Барза и предлагаются усовершенствованные схемы расположения шпуров и взрывания, обеспечивающие уменьшение удельного расхода ВВ, а также имеющие и другие преимущества.

Николау М.: *Испытание и расширение области применения системы разработки лавами на железорудном месторождении Луэта.*

В статье описаны результаты испытания системы разработки лавами на железорудном месторождении Луэта, давшей значительное увеличение производительности труда.

Жуде Эльвира: *Работа шаровых мельниц при различных скоростях вращения"*

Приводятся результаты лабораторных опытов проведенных автором с целью установления оптимальной скорости вращения шаровой мельницы при измельчении руд.

ХРОНИКА

Бэлтэрецу Р.: *Промышленность каменной и калийных солей в ГДР.*

ИЗ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ГОРНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОГО ИНСТИТУТА

РЕЦЕНЗИИ

ДОКУМЕНТАЦИЯ

INHALT

Celţov, M.: *Einfluss der hydrogeologischen Verhältnisse der nützbaren Lagerstätten auf die Stabilität des Grubenausbaues.*

Es werden die Ergebnisse des Vortriebes und der Instandhaltung von Grubenräumen in Kohlenlagerstätten bei wasserführendem Nebengestein mitgeteilt und auch die bei der Berechnung von Sicherheitspfeilern gegen Wassereinbrüche angewandte Methode beschrieben.

Stoicovici, E. u. Trif, Aurica: *Die Pegmatite des Siebenbürgischen Erzgebirges.*

Im Aufsatz werden die Pegmatitvorkommen des Siebenbürgischen Erzgebirges, deren verschiedene Arten u. wirtschaftliche Bedeutung kurz beschrieben.

Ripan Raluca, Pascu, N. und Todoruţ, I.: Phasenweise Bestimmung der Geschwindigkeit des Trübekreislaufes bei der Aufbereitung von Golderzen mit Hilfe des radioaktiven Goldes 198. Es wird der in einer inhändischen Aufbereitungsanlage zwecks phasenweiser Bestimmung der Geschwindigkeit des Trübekreislaufs mit Hilfe des radioaktiven Goldes 198 angewendete. Vorgang beschrieben. Die Bestimmung erfolgte durch Markierung der Übergangszeiten der radioaktiven Trübe an vershiedenen Stellen der Anlage, mittels einiger an diesen Stellen angebrachten radioelektrischen Geräten und der aus dem Trübekreislauf genommenen Erzproben.

Leţu, N., Teodorescu, C., Dijmărescu, I., Hirean, C. u. Faur Elvira: *Studie betreffend den spezifischen Sprengstoffverbrauch beim Grubenbetrieb Barza.*

Ausgehend vom ständigen Überschreiten des genormten Sprengstoffverbrauches wurde seitens der Verfasser das beim Grubenbetrieb Barza angewandte Schiessverfahren untersucht und eine Reihe neuer Schiessschemen ausprobiert. Auf Grund dieser Versuche wurden sodann verbesserte Schiessschemen vorgeschlagen, deren Anwendung die Einhaltung des genormten Sprengstoffverbrauches sichert und auch zusätzliche Vorteile bietet.

Nicolau, M. *Die Experimentierung und Erweiterung der Abbaumethode mit breitem Blick in der Eisenerzlagerstätte Lueta.*

Es werden die Art und die Versuchsergebnisse einer Methode grosser Productivität beschrieben.

Iude, Elvira: *Betrieb der Kugelmühlen bei verschiedener Umlaufgeschwindigkeit.*

Der Aufsatz beschreibt die Ergebnisse einiger mit einer, mit gewellter Panzerung versehenen Kugelmühle unternommenen Versuche, welche die Bestimmung des Verhältnisses zwischen aufgenommener Leistung der Kugelmühle und deren Umlaufgeschwindigkeit, bei verschiedenen Kugelfüllungen zum Ziele hatten. Gleichzeitig wird auch die Verschiedenheit der Mühlenleistungen und der spezifischen Oberfläche des Mahlgutes, im Tagbaŭ gewinnbare Lagerstätte.

CHRONIK

Bălţăreţu, R.: *Gesichtspunkte betreffend den Kalibergbau und die Salinen der Deutschen Demokratischen Republik.*

AUS DER TÄTIGKEIT DES BERGBAU-FORSCHUNGS-INSTITUTES

REZENSIEN

DOKUMENTIERUNG

Influenţa condiţiilor hidrogeologice ale zăcămintelor de substanţe minerale utile asupra stabilităţii susţinerii miniere

Ing. M. I. Celţov
(U.R.S.S.)

La deschiderea sau exploatarea minelor în condiţiile unui zăcămînt care se caracterizează prin prezenţa orizonturilor acvifere cu presiune mare, atît în coperişul cît şi în culcuşul stratului exploatabil (bazinul Moscovei — U.R.S.S., zăcămintele de lignit — R.P.R.) susţinerea lucrărilor miniere se complică foarte mult. Din această cauză creşte costul lucrărilor de deschidere şi preţul de cost al producţiei de cărbune.

În cazul acesta apar dificultăţi de două feluri :

a) cele legate de erupţiile de apă şi nisip în lucrările miniere şi inundarea lor, ceea ce cauzează pierderi importante de timp şi impune pomparea apelor, curăţirea lucrărilor de nisip, repararea şi refacerea armăturii etc. ;

b) cele legate de prezenţa în coperişul şi culcuşul stratului a rocilor acvifere, care chiar dacă nu se manifestă prin erupţii directe ale apelor cu presiunea mare, totuşi ameninţa permanent stabilitatea armăturilor miniere prin dărîmări bruşte.

Influenţa orizonturilor acvifere sub presiune din acoperiş sau din culcuş asupra stabilităţii susţinerii este foarte variabilă şi intensitatea manifestării ei este determinată nu numai de condiţiile geologice şi hidrogeologice ale substanţelor extractive, ci şi de metodele de extragere ale acestora.

Influenţa condiţiilor hidrogeologice ale zăcămîntului asupra stabilităţii susţinerii este determinată prin acţiunea simultană asupra acesteia a unei serii de factori. Determinarea în mod exact a mărimii fiecăruia din aceşti factori variabili, nu este posibilă, însă încercarea de a obţine caracteristicile calitative ale unora din aceştia poate, într-o anumită măsură, să uşureze înţelegerea fenomenului de deformare a susţinerii şi să ajute la stabilirea măsurilor pentru prevenirea sau micşorarea lui.

Din numărul mare de factori care influenţează în mod simultan asupra stabilităţii susţinerii, în articolul de faţă se analizează numai influenţa a trei factori :

— presiunea hidrostatică a apelor subterane ;
— gradul de inundare a culcuşului ;
— metode de săpare cu explozivi.

Influenţa presiunii hidrostatice a orizontului acvifer asupra stabilităţii susţinerii din lucrările de pregătire

Influenţa presiunii hidrostatice a orizontului acvifer asupra stabilităţii susţinerii prezintă un mare interes şi este determinată, în afară de mărimea presiunii, de grosimea stratului impermeabil, care separă orizontul acvifer de lucrările miniere, de asemenea, de proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor înconjurătoare şi ale substanţei utile.

Influenţa presiunii hidrostatice a orizontului acvifer care se află în coperişul lucrărilor asupra stabilităţii susţinerii a fost urmărită la exploatarea Artem a Combinatului de ceramică Borovicevsk şi la mina nr. 2 Selijarovskaia a Trustului Selijarovugol.

Observaţii la exploatarea Artem

Zăcămîntul care se exploatează subteran de către exploatarea Artem, aparţinînd Combinatului de ceramică Borovicevsk se compune, în principal, din depozitele carboniferului inferior. Structura geologică a sectorului minei nr. 7 şi minei nr. 8 al acestei exploatări este prezentată schematic în figura 1.

Suprafaţa erodată a rocilor devoniene, care sînt formate în principal din argile compacte cu intercalaţii reduse de dolomite în partea superi-

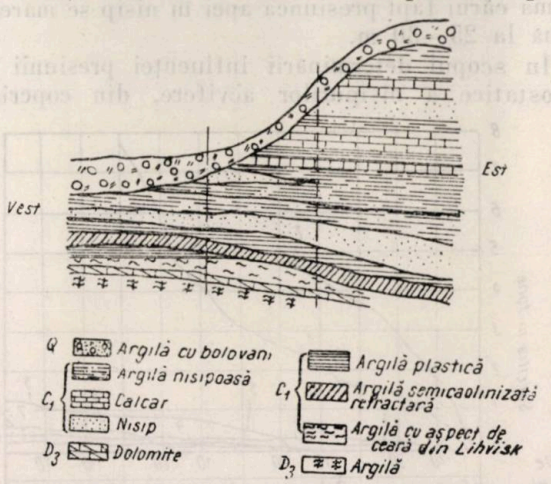


Fig. 1. Schema structurii geologice a sectorului de la minele nr. 7 şi nr. 8 de la exploatarea Artem.

oară, este acoperită de depunerile complexului argilo-nisipos. Aproape direct pe rocile devoniene se așează argile refractare de tipuri semicaolinizate, care fac obiectul exploatării.

Argilele semicaolinizate sînt acoperite cu un strat de argile plastice, compacte, impermeabile și, în partea superioară, nisipoase. Grosimea acestui strat acoperitor variază de la cîțiva centimetri pînă la 8—9 m, dar în majoritatea cazurilor este egal cu 3—4 m (fig. 2).

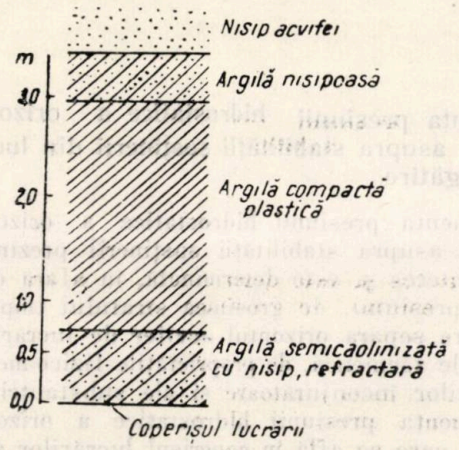


Fig. 2. Compoziția litologică a stratului impermeabil, care se află în coperișul lucrărilor la minele exploatării Artem.

Rocile devoniene, precum și depunerile nisipo-argiloase, sînt absolut uscate.

Deasupra stratului impermeabil de protecție se află nisipuri puternice cu bob mic, saturate cu apă sub presiune. Aflîndu-se la distanță numai de 3—4 m de lucrările săpate în stratul de substanță utilă, la presiuni hidrostatice importante, nisipurile împiedică exploatarea zăcămîntului. Presiunea hidrostatică a apei din nisipurile din regiunea lucrărilor miniere variază foarte mult (de la 10 la 25—30 m), ceea ce este condiționat în mare parte, prin ipsometria stratului impermeabil: coperișul acestuia (cu alte cuvinte culcușul nisipului) coboară brusc în direcția sud estică, în urma cărui fapt presiunea apei în nisip se mărește pînă la 25—30 m.

În scopul determinării influenței presiunii hidrostatice a nisipurilor acvifere, din coperișul

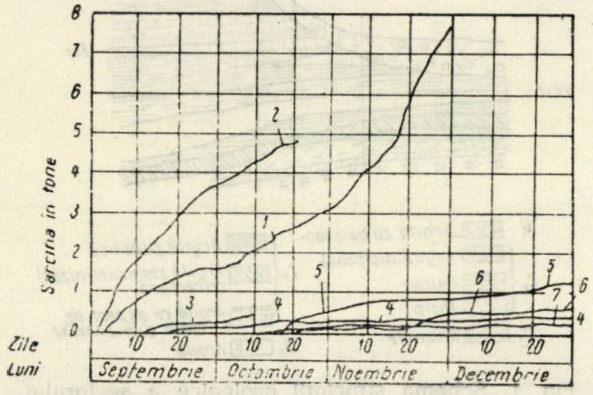


Fig. 3. Curbele de presiune asupra armăturii.

cărbunelui, asupra stabilității susținerii, în vederea măsurării presiunii suportate de aceasta, a fost folosit un dispozitiv simplu, a cărui parte activă este reprezentată prin trei resorturi, care intră unul în altul. Aceste resorturi au fost gradate la presa Amsler și în felul acesta s-a obținut scara comprimării lor. Pentru comprimarea completă a resorturilor a fost necesară o sarcină de nouă tone.

În total au fost făcute și fixate în lucrările miniere șapte asemenea dispozitive: două din acestea au fost așezate în lucrările estice ale minei nr. 8, unde s-au observat cele mai înalte presiuni hidrostatice ale apei din nisipurile care se aflau în coperișul galeriilor. Alte cinci dispozitive au fost așezate în lucrările vestice ale acestei mine. Rezultatele observațiilor efectuate cu ajutorul acestor dispozitive sînt prezentate în figura 3.

Dispozitivele, stabilite în sectoarele cu borchișuri cu presiuni mari (presiunea hidrostatică, măsurată cu manometru introdus prin filtru în coperiș, era egală cu 25—30 m), au arătat o presiune rapid crescîndă (curbele 1 și 2 din figura 3).

Alte dispozitive, montate în lucrări unde presiunea nisipurilor-borchișuri era egală în total de 6—8 m, c. a. a arătat o presiune neînsemnată și încet crescîndă, manifestată asupra susținerii (curbele 3, 4, 5, 6 și 7 din figura 3).

În primul caz, după o lună de la așezarea dispozitivelor, presiunea asupra armăturii atingea 3—4 tone, în al doilea caz, după același interval de timp, presiunea constatată a fost de cîteva sute de kg.

În felul acesta, rezultatele măsurătorilor permit a se presupune că coborîrea presiunii, hidrostatice a borchișurilor, cu ajutorul filtrelor penetrante, trebuie să aibă o influență importantă asupra stabilității susținerii ceea ce s-a confirmat și prin observațiile practice.

Dispozitivul, montat în fundătura galeriei de bază de la mina nr. 8, unde presiunea hidraulică a nisipurilor era egală cu 25 m, a arătat o creștere rapidă (curba 1 din figura 4).

După un timp oarecare în același loc a fost așezat din nou un asemenea dispozitiv, însă borchișurile din coperișul lucrării au fost în prealabil drenate cu ajutorul filtrelor penetrante, iar în

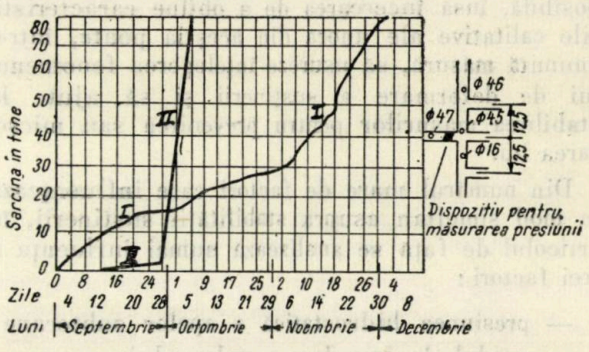


Fig. 4. Dependența presiunii asupra grinzii de susținere din cadrul asecării.

jurul dispozitivului funcționau trei filtre. Presiunea hidrostatică remanentă din nisipurile-borchișuri era egală cu 1,5—2,0 m. Creșterea presiunii aici se caracterizează prin curba II. În primul caz, adică atunci cînd dispozitivul funcționa la o presiune hidrostatică de 25 m, sarcina lui la sfîrșitul primei luni a fost de circa două tone (curba I), iar în al doilea caz, cînd presiunea a fost coborîtă prin filtrele penetrante pînă la 1,5—2,0 m, sarcina pe dispozitiv, în același interval de timp, a atins 0,15—0,20 t.

În continuare, primul dispozitiv arată o creștere succesivă a presiunii, resortul lui fiind complet comprimat după patru luni de la montare. În același timp resortul dispozitivului al doilea, așezat în condițiile nisipurilor asecate, în decursul primei luni de observații a indicat o presiune cu totul neînsemnată, iar în următoarele 7—8 zile a fost complet comprimat. Acest lucru se explică prin aceea că la sfîrșitul primei luni toate filtrele penetrante au fost închise, deoarece din cauza defectării unuia din agregate, pomparea apelor a încetat de a satisface evacuarea apelor drenate de filtre. Închiderea sondelor a atras după sine restabilirea rapidă a presiunii hidrostatice pînă la nivelul inițial, adică pînă la 2,5 t pe 1 m^2, ceea ce a și provocat o creștere intensivă a presiunii asupra armăturii.

Judecînd după creșterea presiunii în prima lună de observații (curba II) se poate presupune, că dacă sondele de drenare nu ar fi fost închise, adică dacă presiunea hidrostatică nu s-ar fi restabilit pînă la cea inițială, atunci peste trei luni sarcina asupra susținerii ar fi atins în total 0,6—0,8 t. și nu 8—9 t, așa cum aceasta a avut loc în cazul lipsei drenajului.

Atrage atenția faptul că pentru comprimarea completă a resortului din dispozitiv, care era supus la o presiune hidrostatică permanentă de 25 m, ar fi fost necesar 3—4 luni, în timp ce la o restabilire rapidă a presiunii pînă la aceeași mărime, resortul a fost comprimat numai în 7—8 zile. Aceasta se explică probabil prin aceea că sarcina rapid crescîndă produce asupra rocilor impermeabile din ecranul care se află în coperișul lucrărilor, o acțiune întrucîtva asemănătoare cu acțiunea loviturii hidraulice. În afară de aceasta, aici evident, a jucat un rol și împrejurarea că proprietățile elastice ale ecranului impermeabil s-au înrăutățit sub influența presiunii, care a provocat deformațiile remanente în timpul lucrului dispozitivului I.

Observațiile comportării susținerii în întreaga mină nr. 8 au arătat că în sectoarele unde nisipurile acvifere din coperișul lucrărilor au o presiune hidrostatică mai ridicată, stabilitatea susținerii se reduce, durata de serviciu scade, iar cheltuielile pentru susținere cresc.

În aripa estică, care se caracterizează prin presiune hidrostatică mare în zona rocilor acvifere din coperiș, susținerea unei lucrări noi sau a unei galerii refăcute apărea adesea deformată. Invers, în aripa vestică, unde presiunea hidrostatică nu era mare (7—8 m), nu se observa o atît de rapidă deformare a susținerii și ea putea sta încă mult timp fără reparații.

Într-unul din sectoarele minei, filtrele penetrante lucrau încontinuu în decurs de un an și jumătate și au coborît presiunea hidrostatică a nisipurilor borchișuri care era de 25 m pînă la 2—3 m. În decursul întregii durate de lucru a filtrelor, armătura, care se afla între acestea, s-a menținut fără a fi necesară reparația ei. Pe ambele părți ale sondelor prevăzute cu filtre, la distanțe de circa 20—30 m, armătura de asemenea, nu se deforma. Pe măsura îndepărtării de la sonde, deformarea armăturii a început să se manifeste crescînd treptat, iar la distanța de 60—70 m (afară de distanța razei efective de influență a filtrelor penetrante) a atins mărimi obișnuite pentru sectorul dat.

Observațiile efectuate au arătat că drenarea nisipurilor asigură mărirea termenelor de durată a armăturilor de la 3—3,5 luni pînă la un an și jumătate și mai mult, dînd astfel o economie importantă de cheltuieli, legate de susținerea lucrărilor.

Observațiile de la mina nr. 2 Selijarovskaia

Zăcămîntul, explotaat de mina nr. 2 Selijarovskaia, se caracterizează prin prezența depunerilor din carboniferul inferior și cuaternar (fig. 5).

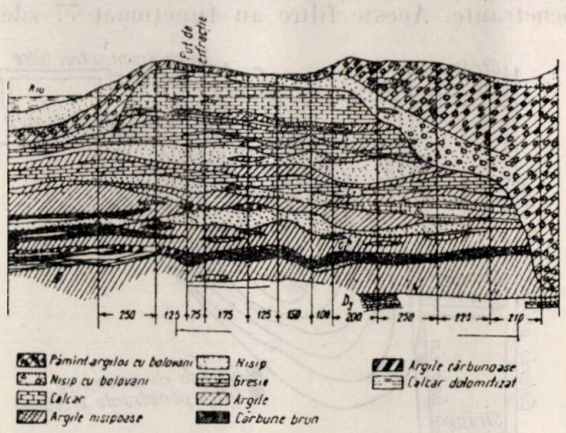


Fig. 5. Schema structurii geologice a sectorului de mină nr. 2 Selijarovskaia.

Deasupra calcarelor dolomitizate, care reprezintă baza secțiunii geologice, se află argile, acoperite cu depuneri nisipo-argiloase ale complexului carbonifer.

În partea inferioară a acestuia din urmă, la o adîncime de 80—85 m de la suprafață, se presupune dezvoltarea stratului exploatabil de cărbune.

Coperișul stratului se compune din argile de grosime de 10—15 m (fig. 6) acoperite cu nisipuri acvifere, de 4—6 m grosime, cu o presiune hidrostatică de 60—65 m.

Observațiile privind presiunea asupra susținerii de beton din galerii s-au efectuat cu ajutorul

dinamometrelor plate cu coarde, care se introduceau între susținere și rocă în diferite puncte din secțiunea transversală a lucrării miniere în curs de înaintare. De obicei se instalau opt dinamometre : trei în tavan, trei în vatră și două pe părțile laterale ale galeriei. Simultan cu

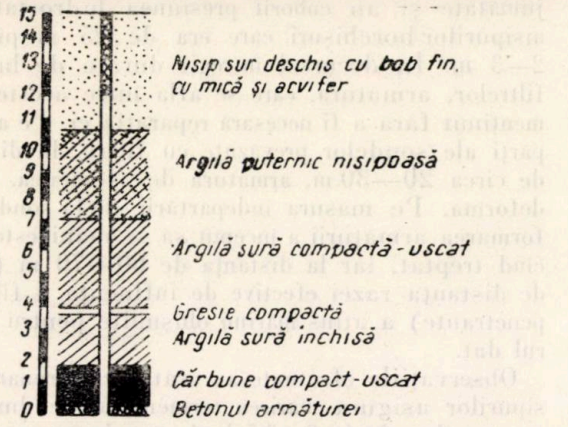


Fig. 6. Compoziția litologică a stratului impermeabil care se află în coperișul lucrării la mina nr. 2 Selijarovskaia.

efectuarea observațiilor de către serviciul hidrogeologic al minei, se realizau lucrări pentru coborîrea presiunii hidrostatice din nisipurile deasupra cărbunelui cu ajutorul filtrelor penetrante.

În jurul locului de instalare a grupului de dinamometre nr. 5 (fig. 7) au fost deschise trei filtre penetrante. Aceste filtre au funcționat 77 zile și

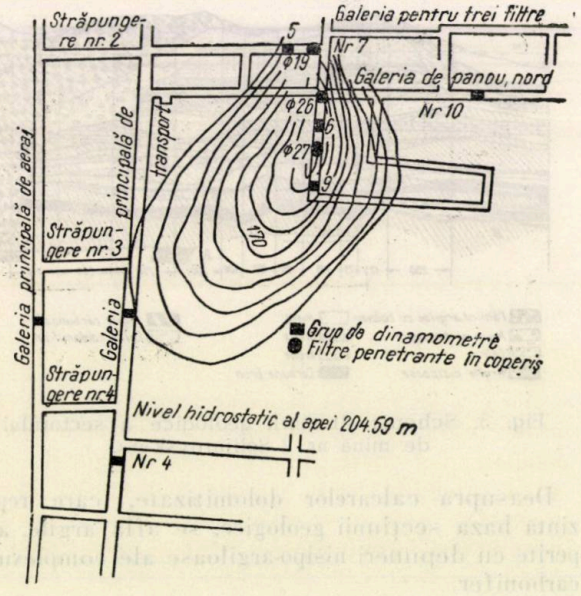


Fig. 7. Conul de depresiune format prin acțiunea filtrelor penetrante.

au fost închise din cauză că instalațiile de evacuare nu reușeau să pompeze apa scursă din filtre.

O coborîre maximă a presiunii apelor din nisipul de deasupra cărbunelui s-a obținut în 37 zile de la începutul funcționării filtrelor și a fost menținută în decurs de 43 zile. În raionul de instalare a grupului de dinamometre nr. 5 a fost obținută o coborîre a presiunii apelor în nisipurile din coperișul cărbunelui de 40 m.

Analizînd indicațiile dinamometrelor, instalate în tavanul lucrărilor (fig. 8) în perioada funcționării filtrelor penetrante, nu se poate descoperi nici un fel de scădere a presiunii asupra susținerii de beton, cu toate că presiunea în nisipurile de deasupra cărbunelui a fost coborîtă pînă la 4 at, adică pînă la 40 t/m^2.

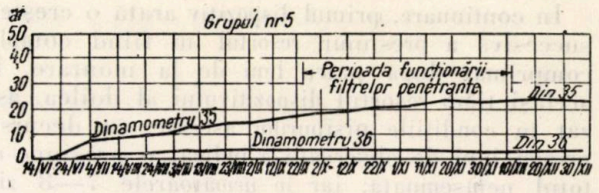


Fig. 8. Curbele de presiune indicate de dinamometre la mina nr. 2 Selijarovskaia.

Faptul că în cazul de față presiunea asupra susținerii nu scade se pare că contrazice rezultatele observațiilor efectuate la exploatarea Artem.

Această contrazicere este însă numai aparentă.

Presiunea hidrostatică a orizontului acvifer, răspîndindu-se în toate părțile în mod uniform, produce o presiune egală, atît pe culcușul cît și pe coperișul orizontului (grosimea acestuia din urmă o neglijăm), ca și cum s-ar opune greutății rocilor aflate mai sus.

În felul acesta se pare că paralel cu scăderea presiunii din orizontul acvifer, se produce o regrupare a două forțe care acționează reciproc (greutatea rocilor și presiunea hidrostatică), în timp ce valoarea absolută a acestor forțe rămîne neschimbată.

Un asemenea punct de vedere este logic cîtă vreme este vorba de presiunea rocilor, indiferent de faptul că în acestea se execută lucrări miniere.

Executarea lucrărilor miniere provoacă deranjarea echilibrului existent inițial în roci. În locul unde se execută lucrări se produce o regrupare a tensiunilor și stabilirea unor noi forme de echilibru, în urma cărui fapt în jurul lucrării se formează o zonă, lipsită de tensiune, iar rocile aflate în această zonă pierd legătura cu întreg masivul *.

În literatura minieră această zonă a primit denumirea de zonă de tensiune coborîtă. Ea nu se poate considera drept o regiune delimitată printr-o curbă oarecare matematică, ci este separată de restul rocilor printr-un mănunchi de forțe (fig. 9).

Pe măsura îndepărtării de la lucrare, spre adîncimea pilierului, se află zone diferite și anume :

— zona rocilor care se află în stare de tensiune coborîtă sau lipsite de tensiune, din cauza distrugerii lor, așa-numita zonă de tensiune coborîtă;

— zona rocilor care se află în stare de tensiune ridicată — zona presiunii de reazem ;

* Slesarev, V. D. Prăbușirea și așezarea rocilor miniere, ONTI, 1936.

— zona rocilor care se află în stare de tensiune normală, determinată numai de greutatea complexului așezat deasupra.

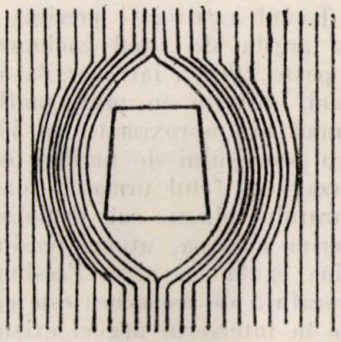


Fig. 9. Deviațiile liniilor de forță provocate de executarea lucrărilor.

O delimitare precisă între zone nu se poate face, ele trecînd succesiv una la alta.

Repartizarea tensiunilor pe zone, în rocile care înconjoară lucrarea minieră, se poate reprezenta în mod schematic, după V. D. Slesarev, conform figurii 10.

Curba *K* caracterizează creșterea tensiunii rocilor spre interiorul pilierului.

Regiunile presiunii coborîte și ale celei ridicate, formează așa-zisa sferă de influență a lucrării.

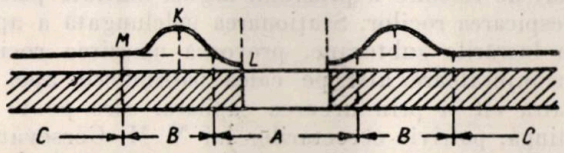


Fig. 10. Sfera de influență a lucrării asupra rocilor înconjurătoare.

Zona presiunii de reazem creează, în jurul lucrării miniere, un fel de înveliș (așa-zisa boltă de descărcare), care preia presiunea întregului complex de mai sus și care protejează lucrarea respectivă.

Înălțimea bolții de descărcare, înăuntrul căreia rocile își pierd legătura cu masivul comun, determină posibilitatea transmiterii presiunii hidrostatice a orizontului acvifer aflat în tavanul lucrărilor, asupra susținerii miniere.

Este clar că la ieșirea vîrfului bolții de descărcare în afara rocii impermeabile de siguranță, adică la contactul acestuia cu nisipurile de deasupra cărbunelui, presiunea hidrostatică a rocilor acvifere acționează direct asupra rocilor care se află în zona tensiunii coborîte și lipsite de legătură cu masivul înconjurător și se transmite complet asupra susținerii (pe suprafața *a b* — fig. 11).

În condițiile acestea, coborîrea presiunii hidrostatice a orizontului acvifer va avea o importanță mare pentru mărirea stabilității susținerii și a duratei de serviciu a acesteia. Probabil că așa a fost situația în lucrările ținute sub observație la exploatarea Artem.

Invers, dacă înălțimea bolții de descărcare nu atinge orizontul acvifer, adică dacă între culcușul acestuia din urmă și bolta de descărcare mai rămîne o grosime importantă de roci din zona de tensiune ridicată și normală, atunci presiunea hidrostatică a orizontului, ca și în general greutatea totală a rocilor așezate mai sus, va putea dezvolta presiuni asupra armăturii. Coborîrea presiunii hidrostatice a orizontului acvifer nu se reflectă în cazul acesta asupra stării susținerii, așa cum aceasta s-a constatat la mina nr. 2 Selijarovskaia (fig. 12).

Influența presiunii hidrostatice a rocilor acvifere, care se află în tavanul lucrărilor, deci asupra sarcinii la care este supusă susținerea în ambele cazuri cercetate, poate fi demonstrată în felul următor. Să ne închipuim că între două plăci (analoage cu strate de roci), așezate pe talerele unor

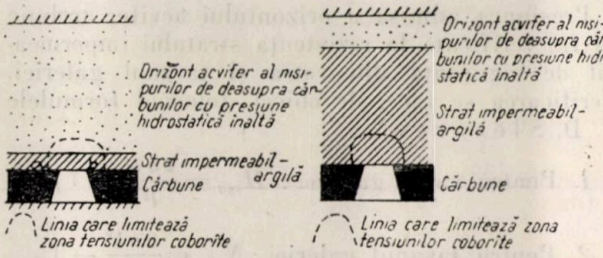


Fig. 11. Schema de repartizare a zonei de tensiune coborîtă în afara limitelor stratului impermeabil.

Fig. 12. Schema de repartizare a zonei de tensiune coborîtă în limitele stratului impermeabil.

cîntare, este interpusă o cameră de cauciuc (analog cu orizontul acvifer). În placa inferioară se afla un orificiu străpuns *A*, analog cu executarea unei lucrări în stratul inferior (fig. 13).

Pompînd o cantitate mai mare sau mai mică de aer în cameră (analog cu presiunea orizontului acvifer) vom observa o îndoire mai mare sau mai mică a peretelui inferior în orificiul plăcii inferioare, adică peretele camerei va ocupa situația *a c b*.

Dacă s-ar neglija deplasarea neînsemnată a talerului balanței sub influența greutății aerului pompat în cameră, atunci se poate socoti că situația talerului nu se schimbă (presiunea minieră în stratul cercetat o dată cu schimbarea presiunii hidrostatice din orizontul acvifer aflat mai sus rămîne constantă), dar pentru menținerea peretelui de cauciuc a camerei în situația inițială trebuie să se consume un efort cu atît mai mare cu cît presiunea de pompare a aerului a fost mai mare (schimbarea presiunii hidrostatice în orizontul acvifer se va reflecta asupra susținerii).

Dacă s-ar repeta aceeași experiență, cu condiția ca orificiul din placa inferioară să nu fie străpuns (fig. 14) atunci la pomparea aerului în cameră nu se va produce nici un fel de îndoire a

peretului (schimbarea presiunii hidrostatice nu va provoca schimbarea de sarcini asupra susținerii).

Analiza observațiilor descrise explică dece săparea lucrărilor de pregătire în zăcăminte inundate, la grosimi importante a rocilor impermeabile din coperiș, adesea se poate realiza fără îndeplinirea măsurilor de asecare, așa cum s-a întîmplat la mina nr. 2 Selijarovskaia.

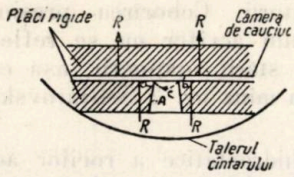


Fig. 13. Primul model care arată dependența sercinii asupra armăturii în funcție de presiunea hidrostatică a rocilor din coperiș.

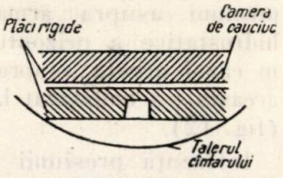


Fig. 14. Modelul 2 care arată dependența sarcinii asupra armăturii în funcție de presiunea hidrostatică a rocilor din coperiș.

Presiunea admisă a orizontului acvifer trebuie să fie verificată la rezistența stratului impermeabil de siguranță din vatra și tavanul galeriei. Verificarea se face, de obicei, folosind formulele V. D. Slesarev*.

1. Pentru vatra galeriei : $H_{sig} = \frac{2\sigma h^2}{l^2} + \gamma_{h_m}$

2. Pentru tavanul galeriei : $N_{sig} = \frac{2\sigma h^2}{l^2} - \gamma_{h_m}$

unde H_{sig} și N_{sig} reprezintă presiunea hidrostatică nepericuloasă din vatra sau din tavanul galeriei, m ;

σ este rezistența de rupere a cărbunelui și a argilei la întindere, t/m² ;

h — grosimea pilierului de cărbune și argilă din vatra și tavanul galeriei, m ;

l — lățimea galeriei, m ;

γ — greutatea volumetrică a cărbunelui și argilei din pilier (pentru argilă $\gamma = 2$ t/m³).

Rezistența la rupere a argilei, care se află în tavanul stratului de cărbune de la minele Nelidovsk și Dorogobujsk al aripei vestice din bazinul Podmoskovnîi, pe baza datelor experiențelor de labortaor ale Institutului de mine din Leningrad, este în medie de 4—6 t/m².

Influența umidității și inundării lucrărilor asupra stabilității susținerii

În condițiile rocilor argiloase se observă o deformare importantă a susținerii din galeriile cu apă față de cele uscate.

Aceasta ne face să presupunem că în urma umflării argilelor apare o presiune suplimentară asupra susținerii.

* Îndreptar pentru construcția carierelor de cărbune. Ugletehizdat, 1952.

Structura argilelor determină comportarea lor specifică față de apă : dacă suprafața argilei s-ar acoperi cu apă, roca va începe să crească în volum, să se umfle.

P. M. Timbarevici prezintă date despre felul cum argila de tipul caolinului crește în volum cu peste 200%, iar o argilă obișnuită dintre bolovani, strivită în praf, umflîndu-se, mărește volumul său aproximativ cu 50%.

Mecanica procesului de umflare este explicată de K. Terzagi în felul următor : dacă suprafața liberă a stratului plastic sau semiplastic a argilei este acoperită cu apă, atunci tensiunea superficială devine egală cu zero. Presiunea hidrostatică la suprafață de asemenea este egală cu zero, în timp ce în interiorul argilei există o presiune negativă. Din cauza diferenței în presiunile hidrostatice apa pătrunde în argilă și aceasta din urmă se mărește în volum în mod puternic, se umflă.

În felul acesta, umflarea argilei nu este altceva decît o dilatare elastică, care se produce din cauza eliminării tensiunii superficiale a apei capilare. Dilatarea elastică a argilei nu este rezultatul de dilatare a componenților aproape necompresibili ai argilei și ai apei, ci o schimbare a structurii ei în funcție de absorbția apei.

Deoarece procesul umflării este secondat de mărirea volumului, este evident că în condiții potrivite, el provoacă creșterea presiunii argilei asupra rocilor înconjurătoare. Sînt cunoscute cazuri de folosire a presiunii argilei umflate pentru despicarea rocilor. Staționarea îndelungată a apei, în lucrările subterane, provoacă umezirea rocilor înconjurătoare atît pe calea pătrunderii apei în vatră cît și prin urcarea capilară, care poate să atingă, potrivit cercetărilor lui N. M. Gersevanov și K. Terzagi, cîțiva metri deasupra nivelului apei.

Pătrunzînd în adîncul masivului argilos, apa provoacă mărirea volumului argilei, care se află în vatra și tavanul lucrărilor (minele de cărbune ale părții sudice a bazinului de lîngă Moscova) sau peste tot perimetrul lor (minele care exploatează argila refractară). Aceasta duce la presarea argilei în spațiul liber, adică în galerie și ca urmare, la apariția unei sarcini suplimentare asupra susținerii.

Influența umflării argilei asupra stabilității susținerii s-a studiat la mina nr. 8 de la exploatarea Artem.

Mai întîi de toate sau efectuat cercetări în condițiile de laborator.

Pentru experimentare a fost luat un eșantion din argila semirefractară cu o umiditate inițială de 23%.

Umezirea eșantionului se făcea printr-un dispozitiv special, în care se introducea apa prin partea de jos. Deasupra eșantionului se punea o încărcătură de 0,5 kg/cm².

Rezultatele experienței pot fi caracterizate prin curbe, prezentate în figura 15. În grafic, volumul inițial, umezeala și greutatea eșantionului s-au luat egale cu 100%, adică în stratul argilos se-

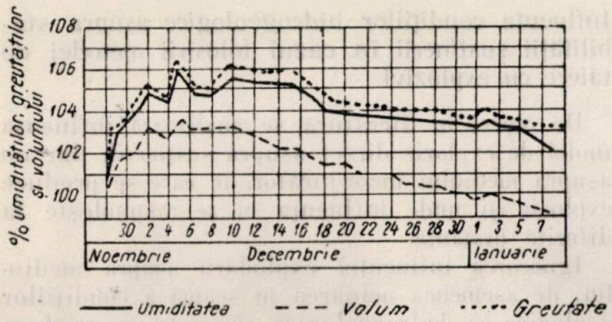


Fig. 15. Graficul schimbării volumului de argilă în funcție de umezire.

micaolinizat; se observă micșorarea umidității pe măsura îndepărtării de la galerie.

În decurs de 7 zile, greutatea eșantionului a atins 106,4%, umiditatea 105,8% și volumul 103,8% față de cele inițiale. Probabil, eșantionul conținea o cantitate oarecare de aer, a cărui înlocuire cu apă a provocat o creștere mai mare a greutății și umidității argilei decît aceea a volumului.

După 7 zile, introducerea apei a fost oprită și atunci a început să se producă uscarea înceată (micșorarea greutății și umidității naturale a volumului). Atrage atenția faptul că după 25 zile, cînd greutatea și umiditatea eșantionului s-au redus numai pînă la 104,5% (adică au fost încă cu 4,5% mai mari decît cele inițiale), volumul lui a atins deja valoarea sa inițială și continua să se micșoreze.

Ultimul fapt permite să se presupună că o supraumezire a argilelor cu uscarea lor ulterioară, provoacă probabil regruparea particulelor de argilă și apă și o mai densă așezare a particulelor la uscare.

Fără îndoială că dacă umiditatea inițială a eșantionului experimentat era de 12%, ceea ce corespunde mai mult umezelii naturale a argilei în condițiile exploatării Artem, atunci la creșterea acestui indice pînă la 28,8%, volumul argilei ar fi crescut și mai mult.

Cercetările au arătat că pe măsura îndepărtării de la galerie spre adîncul rocilor, atît din vatră cît și din tavan, umiditatea argilei se micșorează și se apropie de 8—12%.

În sonde forate orizontal în stratul argilei semirefractare, s-a observat de asemenea, o micșorare a umidității pe măsura îndepărtării de la galerie.

O astfel de stare de lucruri a fost stabilită prin trierea eșantioanelor și determinarea umidității lor naturale. Pentru obținerea eșantioanelor din galerie, s-au forat sonde în sus, în jos și în părțile laterale. Tabloul general de supraumezire a rocilor din jurul lucrărilor este prezentat în figura 16.

Trebuie scos în evidență că procesul unei supraumeziri intensive a rocilor poate fi ușurat prin formarea zonelor de presiune coborîtă din jurul lucrărilor miniere, despre care s-a vorbit mai sus. Este îndeobște cunoscut că umiditatea argilei se află în raport invers față de presiunea exercitată de ea, de aceea formarea zonei de presiune coborîtă poate să asigure o pătrundere mai intensivă a umezelii în adîncul pilierului din limitele acestei zone.

Comparînd datele prezentate cu datele lucrărilor de laborator, relativ la mărimea volumului de argilă din cauza umezirii, se poate determina în mod schematic mărimea umflării argilei, provocate prin supraumezire.

Nu se poate pretinde ca asemenea calcule să fie exacte, însă ele dau o imagine suficient de clară despre ordinul acestei mărimi.

Admitem suprafața secțiunii galeriei egală aproximativ cu 3 m². Suprafața zonei umezite după scăderea suprafeței secțiunii galeriei — 15 m².

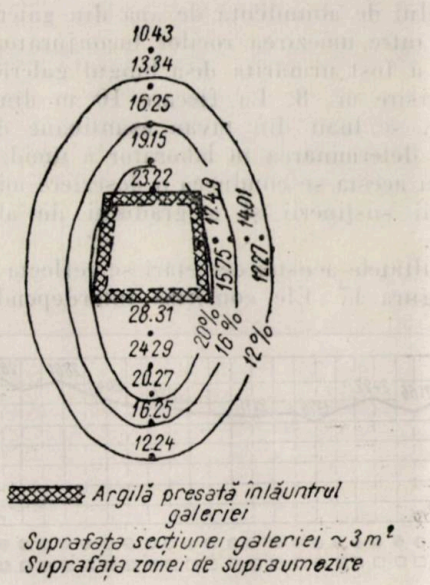


Fig. 16. Zona de supraumezire a rocilor din jurul lucrărilor.

La o lungime a galeriei de 1 m, volumul ei va fi deci de 3 m³, iar volumul zonei umezite — 15 m³.

Creșterea umezirii argilei față de normal (de la 10 pînă la 26%) în medie pentru întreaga zonă de umezire va fi:

$$\frac{26 - 10}{2} = 8\%.$$

Dacă vom admite mărirea volumului argilei numai cu 5%, în cazul umezirii ei cu 8% (ceea ce este micșorat, așa cum se vede din rezultatele mai sus indicate ale experiențelor), atunci umflarea argilei în zona umezirii va fi:

$$\frac{15{,}0 \times 5{,}0}{100} = 0{,}75 \text{ m}^3.$$

În consecință, volumul galeriei trebuie să se micșoreze cu 0,75 m³ sau la suprafața secțiunii de 3 m² cu 25%.

Suprafața secțiunii galeriei va deveni în cazul acesta, egală cu 2,25 m². Micșorarea secțiunii lu-

crării este arătat în figura 16 prin linia interioară punctată.

Avînd în vedere că la mina nr. 7—8 galeriile adesea se susțin în desiș, posibilitatea de presare a rocii printre stîlpii armăturii este îngreuiată și de aceea susținerea preia în întregime presiunea provocată de umflarea argilei.

Este interesantă configurația zonei de umezire. Un procent considerabil mai mare de umiditate în vatra galeriei, ceea ce înseamnă și o presiune mai mare, care se dezvoltă din argila umflată asupra elementelor de armătură ce se află pe vatră, poate într-o măsură oarecare să explice faptul că felurile de deformație mai des întîlnite sînt presarea vetrei înăuntrul galeriei.

Interdependența dintre deformațiile susținerii și gradul de abundență de apă din galerie și, ca atare, între umezirea rocilor înconjurătoare a lucrării, a fost urmărită de-a lungul galeriei sudice de aerisire nr. 8. La fiecare 10 m din această galerie, se luau din tavan eșantioane de argilă pentru determinarea în laborator a umidității, paralel cu acesta se conducea o descriere minuțioasă a stării susținerii și a gradului de abundență a apei.

Rezultatele acestei cercetări se reflectă în curba din figura 17. Ele confirmă interdependența ex-

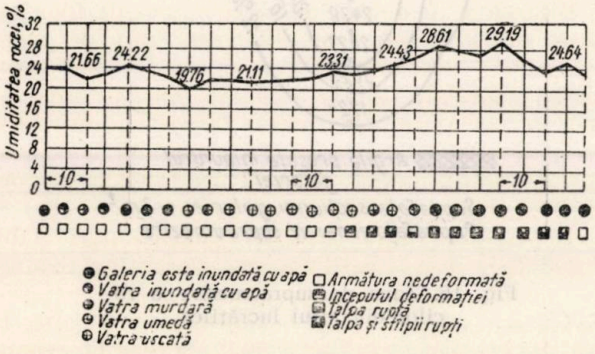


Fig. 17. Curba dependenței stării armăturii din galeria de aerisire de la mina nr. 8, de abundența apei.

pusă mai sus dintre umflarea argilelor și presiunea provocată de aceasta asupra susținerii. În sectoarele cu abundență de apă, unde umiditatea rocilor din tavan este considerabilă, se observă o deformație mai mare a susținerii. Unele devieri de la interdependența indicată nu pot schimba tabela în întregime.

Măsurători sistematice ale gabaritelor susținerii galeriei de aerisire din panoul 3 în momentul săpării și în decurs de șase luni după săpare au scos în evidență o dependență analogă între stabilirea susținerii și gradul de conținut de apă al rocilor din vatră. Vatra galeriei de aerisire a fost parțial apoasă, parțial uscată. Așa cum au arătat măsurătorile, în locurile unde vatra a fost inundată, susținerea galeriei a fost puternic deformată, ceea ce confirmă concluziile despre mișcarea stabilității susținerii în funcție de supraumezire.

Influența condițiilor hidrogeologice asupra stabilității susținerii în cazul folosirii metodei de tăiere cu explozivi

De obicei în literatură se analizează influența undei de explozie direct asupra susținerii, dar nu asupra mediului înconjurător, în care se produce explozia și unde influența ei se răspîndește la diferite distanțe.

Ignorarea influenței explodării asupra mediului, de asemenea neluarea în seamă a condițiilor geologice și hidrogeologice, în care se produce explodarea găurilor, creează o părere că lucrările obișnuite de explodare în mine nu pot fi cauza unor cît de cît serioase vătămări a mecanismelor și a susținerii.

Influența pușcării asupra stabilității susținerii lucrărilor miniere în apropierea imediată a cărora se află nisipurile acvifere, poate să se manifeste în principal în două direcții:

1. Explodarea deranjează structura naturală a rocilor nu numai din apropierea imediată a găurii de mină, deranjarea pătrunde mult mai departe în masiv, provocînd fisurarea neobservată, microscopică a rocilor.

Această împrejurare duce, pe de o parte la slăbirea rezistenței, la îndoirea stratului impermeabil de protecție, iar pe de altă parte, cînd acțiunea explodării atinge zona nisipurilor acvifere, ușurează strecurarea apei în rocile stratului impermeabil.

Ultimul factor creează condiții favorabile pentru umflarea argilelor (din care este constituit stratul impermeabil), care la rîndul său duce la mărirea presiunii pe susținere.

2. Unda explodării, răspîndindu-se în regiunea orizontului acvifer cu presiune, se va transmite aici la distanțe mult mai importante decît prin masa uscată a rocilor, provocînd în condiții favorabile (în locuri de laminare a orizontului acvifer) fenomene asemănătoare cu loviturile hidraulice. În urma acestui fapt, la o subțiere a stratului impermeabil de siguranță poate să se întîmple o erupție a borchișului în lucrările miniere.

Erupțiile borchișurilor din cauza arătată, într-adevăr, au loc în practica înaintărilor de lucrări miniere, în speță, o asemenea erupție s-a produs la mina nr. 8 de la exploatarea Artem în urma explodării găurilor de mină din frontul de lucru, care era la o depărtare de 150—170 m de la locul de erupție. Caracteristic aici a fost pulsarea și scurgerea borchișului, care a coincis în timp cu explodările bine-auzite.

Condițiile minei nr. 8 de la exploatarea Artem au fost foarte favorabile pentru studiul problemei despre influența lucrărilor de explodare asupra stabilității susținerii. Exploatarea zăcămintelor de aici în decurs de doi ani a fost îndeplinită numai manual. Pe urmă s-a încercat tăierea prin explodare, care a apărut mult mai productivă, iar după circa trei ani a înlăturat-o definitiv pe cea manuală. Începînd din acest moment și pînă la sfîrșitul celui de-al patrulea an de exploatare,

extragerea argilei de la mina nr. 4 se făcea exclusiv cu metoda pușcării.

Însă alături de eficiența mare a tăierii cu explozivi, ea avea și părți negative: s-a mărit presiunea asupra susținerii și deformarea acestora, concomitent au crescut cheltuielile de exploatare la capitolele respective. În figura 18 este reprezentată grafic interdependența dintre stabilitatea susținerii și metoda de tăiere a substanțelor utile, scoasă în evidență în urma observațiilor de la mina nr. 8.

În partea stîngă a diagramei din figura 18 sînt reprezentate date despre stabilitatea lucrărilor săpate manual, iar în dreapta prin pușcare.

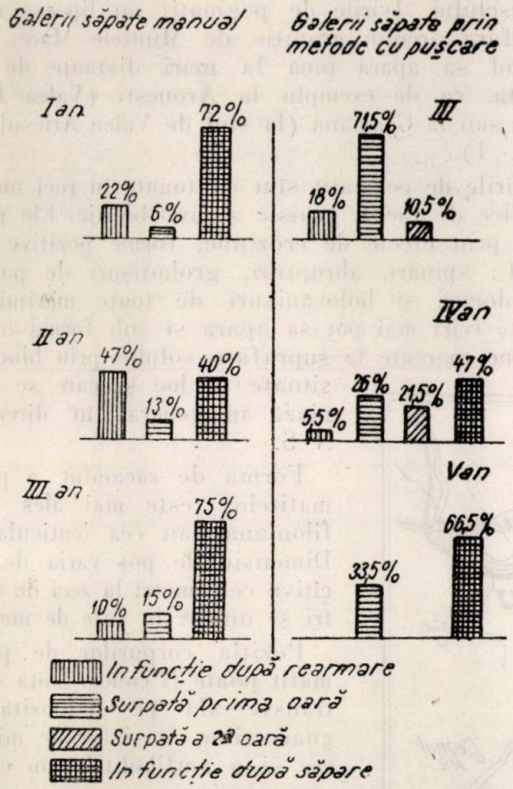


Fig. 18. Diagrama schimbării stării galeriilor săpate prin metoda perforare-pușcare și metoda manuală.

După cum se vede din figura 18, din totalul galeriilor săpate în primul an de exploatare prin metoda manuală, în jumătatea a doua (1 august) din al 5-lea an 72% au fost în stare de lucru, 22% erau în lucru după o singură rearmare (termenul de rearmare nu s-a putut stabili), iar restul de 6% au fost surpate și nu s-au mai restabilit (grupe inițial surpate).

Stabilitatea mare a galeriilor executate în decursul primului an de exploatare în comparație cu cele executate în anul al doilea se explică în cazul de față, prin faptul că la începutul exploatării se executau galerii cu susținere întărită.

În anul al treilea de exploatare, săparea s-a făcut atît manual cît și prin pușcare. În primul caz la 1 august al celui de-al 5-lea an erau în funcțiune fără rearmare 75% din galerii, după rearmare 10% și au devenit surpate 15%. În același timp prin metoda de tăiere cu pușcare s-au obținut cu totul alte rezultate.

În felul acesta din totalul galeriilor, săpate prin perforare-pușcare în al treilea an de exploatare la 1 agusut al anului al 5-lea nu s-a menținut nici un metru de galerie fără refacerea susținerii și toate lucrările au fost surpate (71,5%) ori cu susținerea refăcută. Mai mult, 5% din totalul galeriilor s-au surpat a doua oară după refacerea susținerii.

De aici se deduce că durata de serviciu a galeriilor săpate prin pușcare, a fost mai puțin de 2,5 ani în timp ce în cazul săpării manuale 72% din lucrări au stat fără refacerea susținerii mai mult de 4,5 ani.

Din totalul galeriilor săpate, în al 4-lea an de exploatare prin pușcare, 47% au rămas în funcțiune după săpare, 26% au fost surpate, 21,5% surpate a doua oară și 5,5% în funcțiune după refacerea susținerii. Galeriile săpate prin pușcare chiar în al 5-lea an de exploatare, la 1 august al aceluiași an au fost surpate într-un procent de 33,5%.

Diferența în durata de serviciu a galeriilor săpate cu o metodă sau alta este atît de mare (patru și jumătate ani și mai mult — în cazul tăierii manuale, de la jumătate de an pînă la unu și jumătate — în cazul tăierii cu pușcare), încît permite să se tragă cu siguranță concluzia despre oportunitatea folosirii exploziilor în condiții analoge cu exploatarea Artem.

În cazul de față pentru asigurarea unei stabilități mari a susținerii este necesar să se renunțe la metoda de perforare-pușcare pentru săparea lucrărilor miniere și să se înlocuiască cu alta, la fel de eficace, ceea ce a fost realizat la exploatarea Artem, atunci cînd s-a trecut la tăierea pneumatică a argilei.

Dacă renunțarea completă la metoda cu pușcare este imposibilă, folosirea ei trebuie limitată și poate fi admisă numai pentru galerii de durată redusă (de la șase luni pînă la un an).

Este perfect evident că în cazul prezenței în apropierea lucrărilor minere a unor strate acvifere, folosirea explozivilor la săparea lucrărilor miniere trebuie făcută cu mare precauție, limitînd-o în funcție de condițiile hidrogeologice ale zăcămîntului.

La proiectarea lucrărilor de înaintare cu folosirea metodei de tăiere prin pușcare în condiții hidrogeologice asemănătoare, duratele de serviciu ale lucrărilor trebuie luate considerabil mai mici decît în cazul tăierii manuale. Corespunzător acestei situații trebuie să se traseze și planul lucrărilor miniere.

Pegmatitul din Munţii Apuseni *

Prof. E. Stoicovici şi asist. Aurica Trif

Pegmatitul este o rocă foarte răspîndită în cristalinul Munţilor Apuseni. El formează corpuri de diferite dimensiuni, compoziţii şi structuri avînd un rol foarte important în alcătuirea petrografică a părţii de NE a Munţilor Apuseni [5], [8].

Datorită proceselor de diferenţiere, pegmatitele pot dobîndi o importanţă practică deosebită prin producerea unor varietăţi cu conţinut ridicat de feldspat, cuarţ, mică sau chiar de minerale rare, ca acelea cu bor (turmalin), molibden (molibdenit), titan (ilmenit) şi beriliu (beril). Pentru Munţii Apuseni sînt însă caracteristice pegmatitele feldspatice şi numai în al doilea rînd acelea cu cuarţ şi turmalin, iar varietăţile cu minerale rare sînt cu totul subordonate.

* Se supune discuţiei.

Poziţia corpurilor de pegmatit

Spaţiul în care apar cele mai numeroase şi mai variate iviri de pegmatit este cuprins între Culmea Muntelui Mare, Valea Căpuşului şi Valea Feneşelului. Ivirile de pegmatit nu lipsesc nici în afara arcului granitic de Muntele Mare, ele putînd să apară pînă la mari distanţe de la acesta, ca de exemplu la Aroneşti (Valea Bistrei) sau la Geamăna (la sud de Valea Arieşului) (fig. 1).

Ivirile de pegmatit sînt cantonate în roci metamorfice de facies gnaisic şi amfibolitic. Ele produc, prin efecte de eroziune, forme pozitive de relief: spinări, abrupturi, grohotişuri de pantă cu blocuri şi bolovănişuri de toate mărimile; aceste iviri mai pot să apară şi sub forma unor filoane marcate la suprafaţa solului prin blocuri situate în loc şi care se aliniază în general în direcţia N S.

Forma de zăcămînt a pegmatitelor este mai ales cea filoniană sau cea lenticulară. Dimensiunile pot varia de la cîţiva centimetri la zeci de metri şi uneori la sute de metri.

Poziţia corpurilor de pegmatit poate fi concordantă sau transversală pe şistuozitatea gnaisurilor, a şisturilor micacee şi a amfibolitelor în care sînt cuprinse.

Ca fenomene generale întîlnite în regiune, care scot în evidenţă influenţa topiturilor, a fluidelor şi a soluţiilor pegmatitice asupra rocii înconjurătoare amintim: feldspatizarea, turmalinitizarea şi silicifierea şisturilor cristaline la contactul cu corpurile de pegmatit. Această influenţă poate varia ca intensitate şi ca profunzime, iar uneori ea se repetă în epoci diferite. Astfel, în zonele de mari adîncimi, în ultrametamorfism, apar aspectele cele mai varaite ale migmatizării, descrise într-o lucrare recentă [5]; sînt cunoscute apoi fenomenele de grani-

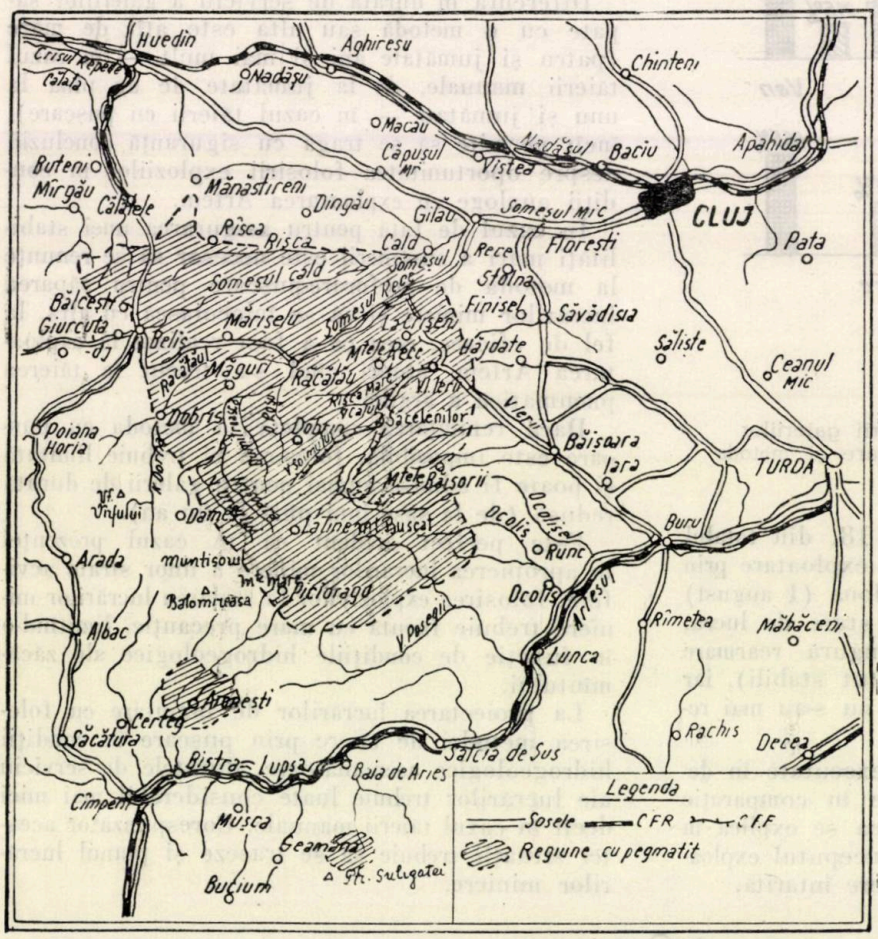


Fig. 1. Planul de situaţie al regiunilor cu pegmatit din Munţii Apuseni.

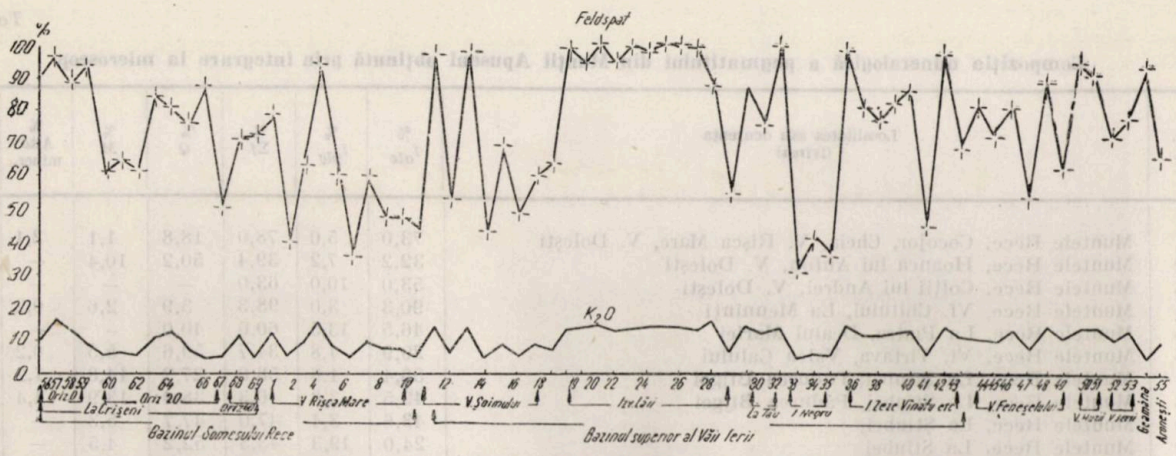


Fig. 2. Diagrama variației conținutului de feldspat și de K_2O în pegmatitul din Munții Apuseni, din datele de analiză microscopică cantitativă.

tizare [6] și de gnaisifiere, avînd la bază activități și procese de îmbogățiri metasomatice în material cuarțo-feldspatic.

O zonalitate regională a corpurilor de pegmatit rezultă din analiza felului de repartizare în spațiu a diferitelor tipuri de diferențiere pegmatitică, și anume: pegmatitul cu cuarț, confundat de obicei cu un cuarțit, se studiază mai mult la periferia regiunii cu pegmatit (Călățele, Huedin, Stolna, Hăjdate etc.), urmează pegmatitul cu turmalin (dezvoltat în partea de E-SE), iar cel cu feldspat mult, în centrul zonei cu pegmatit (La Crișeni—Izvorul Lăii).

Mineralele: beril, molibdenit, ilmenit, spineli au fost găsite mai mult în partea centrală, cu feldspat pegmatitic.

O zonalitate locală este și ea evidentă. Ea a putut fi urmărită la exploatarea de la Crișeni. Aici apar dezvoltate, pe marginile corpului de pegmatit, zone cu cristale mari de granat spessartin, de turmalin și de mice, îndeosebi muscovit. Urmează apoi o zonă mai internă, formată din eutecticul de feldspat-cuarț cu structura litografică binecunoscută și numai la urmă apare un nucleu bogat în feldspat alcalin.

Cercetate în amănunt, filoanele și lentilele de pemgatit își schimbă natura feldspatică în anumite limite binedeterminate, devenind cînd mai potasice cînd mai sodice (tabelele 1 și 2 și figurile 2 și 3).

Clasificarea pegmatitelor din Munții Apuseni

Cercetarea microscopică calitativă și cantitativă a pegmatitelor a arătat că ele au o compoziție mineralogică variată. Bazîndu-ne pe această constatare, am încercat să facem o clasificare a pegmatitelor, luînd drept criteriu compoziția mineralogică. Această clasificare mineralogică o socotim cu atît mai indicată cu cît ea ne ușurează înțelegerea condițiilor de formare, geneza pegmatitelor și totodată ne dă posibilitatea unor concluzii practice în legătură cu gradul de utilitate al diferitelor categorii de roci pegmatitice.

Vom avea astfel:

1. *Pegmatit normal* reprezintă parageneza cea mai răspîndită, în compoziția căreia intră cei trei componenți principali ai pegmatitului: feldspatul, cuarțul și micele (aici în regiune este rar întîlnit pegmatitul cu biotit), într-o proporție cantitativ echilibrată. Roca are o structură pegmatitică obișnuită, textura masivă și o culoare de nuanță alb-slab gălbuie.

Au fost identificate în regiune numeroase iviri de pegmatite de acest tip: în dreapta Văii Someșului Cald, pe culmea și pe versantul de sud și de nord al culmii dintre Văile Someșului Cald și Someșului Rece; în dreapta și în stînga Văii Rîșca Mare, pe întregul ei curs; în Capul Dealului

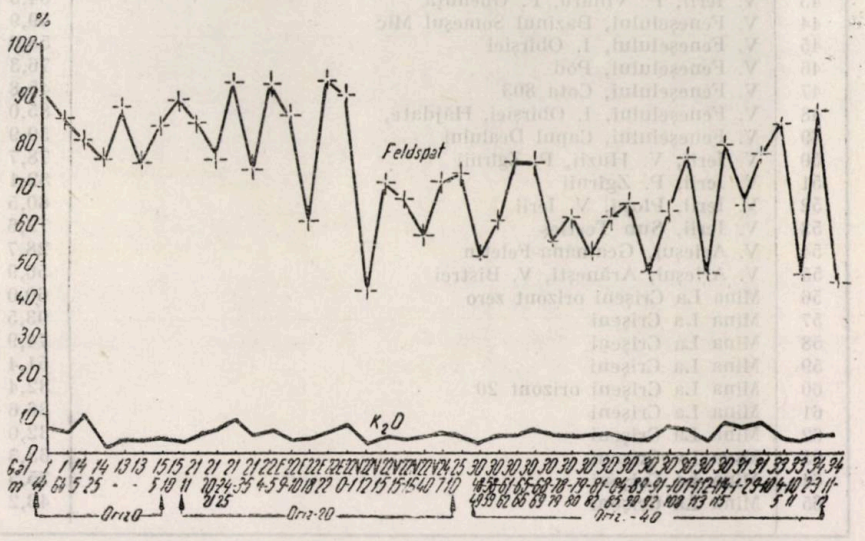


Fig. 3. Diagrama variației conținutului de feldspat și de K_2O în pegmatitul din Mina La Crișeni, din datele de analiză chimică **totală**.

*Tabela 1**

Compoziția mineralogică a pegmatitului din Munții Apuseni obținută prin integrare la microscop

Nr. crt.	Localitatea sau ocurența (ivirea)	% f_{alc}	% f_{plg}	% Σf	% Q	% M	% Alte miner.	% K_2O calc.
1	Muntele Rece, Cocojor, Cheia, V. Rîșca Mare, V. Dolești	73,0	5,0	78,0	18,8	1,1	2,1	12,3
2	Muntele Rece, Hoanca lui Anton, V. Dolești	32,2	7,2	39,4	50,2	10,4	—	5,4
3	Muntele Rece, Colții lui Andrei, V. Dolești	53,0	10,0	63,0	—	—	—	8,9
4	Muntele Rece, Vf. Chitului, La Meuninți	90,3	3,0	93,3	3,9	2,6	0,2	15,2
5	Muntele Rece, La Piatra, Dealul Mariei	46,5	13,5	60,0	40,0	—	—	7,8
6	Muntele Rece, Vf. Tîrtava, Valea Calului	29,9	4,8	34,7	59,6	5,5	0,2	5,1
7	Muntele Rece, La Știubei, Pădurea Bîjgoi	56,4	1,6	58,0	27,2	14,8	1,2	9,5
8	Muntele Rece, La Știubei, Pădurea Bîjgoi	42,5	3,8	46,3	38,4	13,9	1,4	7,2
9	Muntele Rece, La Știubei,	43,6	3,4	47,0	47,7	5,3	—	7,3
10	Muntele Rece, La Știubei	24,0	19,3	43,3	52,2	4,5	—	4,3
11	V. Ierii, La Intrieri, V. Rea, V. Șoimului, Piatra Albă	81,7	14,5	96,2	1,5	0,3	—	13,8
12	V. Ierii, La Scoruşet, V. Șoimului	41,3	11,4	52,7	4,8	3,5	—	7,0
13	V. Ierii, La Scoruşet, V. Șoimului	83,2	13,6	96,8	3,15	0,05	—	14,0
14	V. Ierii, La Muntișor, V. Șoimului	28,7	12,6	41,3	54,3	2,9	1,5	4,8
15	V. Ierii, V. Șindic	49,6	17,7	67,3	32,3	0,5	—	8,4
16	V. Ierii, La Tină, V. Șoimului, Vf. Dumitreasa	28,4	18,9	47,3	28,3	22,8	1,6	4,8
17	V. Ierii, Între Cruci, Bîrnești	45,8	13,0	58,8	32,5	7,8	0,9	7,7
18	V. Ierii, Stîna Bîrnești, V. Șoimului	39,1	23,7	62,8	24,8	8,8	0,5	6,4
19	V. Ierii, I. Lăii	76,2	21,8	98,0	1,6	0,4	—	12,8
20	V. Ierii, I. Lăii	80,5	12,2	92,7	4,9	2,4	—	13,6
21	V. Ierii, I. Lăii	81,7	17,7	99,4	0,3	0,3	—	13,8
22	V. Ierii, I. Lăii	75,5	17,7	93,2	6,1	0,7	—	12,7
23	V. Ierii, I. Lăii	76,9	21,6	98,5	0,6	0,9	—	12,8
24	V. Ierii, I. Lăii	82,4	15,0	97,4	0,6	0,7	1,3	13,9
25	V. Ierii, I. Lăii	79,5	19,5	99,0	0,5	0,5	—	13,4
26	V. Ierii, I. Lăii mijlociu	80,5	17,8	98,2	1,6	0,1	—	13,6
27	V. Ierii, I. Lăii	77,3	20,9	98,2	1,4	0,4	—	13,1
28	V. Ierii, I. Lăii	88,9	8,9	97,8	2,4	0,3	—	15,0
29	V. Ierii, I. Lăii mijlociu	35,2	18,8	54,0	34,4	10,4	1,2	5,9
30	V. Ierii, La Tău	84,2	2,3	86,5	9,8	3,7	—	14,2
31	V. Ierii, La Tău	72,3	2,1	75,4	25,2	0,4	—	12,2
32	V. Ierii, La Tău	78,5	20,6	99,1	0,6	0,3	—	13,5
33	V. Ierii, I. Negru	27,2	2,9	30,1	65,1	4,8	—	4,6
34	V. Ierii, I. Negru	34,0	7,2	41,2	52,2	6,5	0,1	5,7
35	V. Ierii, I. Negru	30,6	5,1	35,7	57,6	5,6	0,1	5,2
36	V. Ierii, P. Zere	84,4	12,8	97,2	2,2	0,3	0,3	14,2
37	V. Ierii, P. Zere	69,5	11,0	80,5	7,5	2,0	—	11,7
38	V. Ierii, P. Zere	67,5	8,6	76,17	21,8	2,0	—	11,4
39	V. Ierii, P. Zere	70,9	10,8	81,7	17,4	0,9	—	11,9
40	V. Ierii, P. Zere	75,6	10,6	86,2	11,5	2,3	—	12,7
41	V. Ierii, Fîntîna cu Brad	34,9	10,6	44,5	34,9	19,6	—	5,9
42	V. Ierii, P. Vînătu, P. Ghenuța	83,0	13,5	96,5	2,8	0,6	0,1	14,0
43	V. Ierii, P. Vînătu, P. Ghenuța	64,5	3,8	68,3	31,3	0,4	—	10,9
44	V. Feneşelului, Bazinul Someşul Mic	59,9	20,8	80,7	1,5	5,5	12,7	10,5
45	V. Feneşelului, I. Obîrşiei	58,0	23,9	81,9	7,2	9,9	1,0	9,8
46	V. Feneşelului, Pod	76,3	4,3	80,6	18,2	0,5	0,7	12,8
47	V. Feneşelului, Cota 803	45,8	7,3	53,1	43,4	0,9	2,6	7,7
48	V. Feneşelului, I. Obîrşiei, Hăjdate,	85,0	3,4	88,4	3,5	6,0	2,1	14,3
49	V. Feneşelului, Capul Dealului	59,9	1,5	61,4	28,4	8,7	1,5	10,5
50	V. Ierii, V. Huzii, P. Zgîrnii	78,7	14,8	93,5	4,7	1,7	0,1	13,3
51	V. Ierii, P. Zgîrnii	82,1	7,6	89,7	10,1	0,2	—	13,8
52	V. Ierii, Plopi, V. Ierii	60,5	10,3	70,8	27,8	0,2	1,2	10,2
53	V. Ierii, Sub Testieș	73,6	3,2	76,8	4,8	16,9	1,5	12,4
54	V. Arieşul, Geamăna-Feletin	28,7	62,1	90,8	6,6	2,6	—	4,9
55	V. Arieşul, Arănești, V. Bistrei	56,9	8,3	65,2	31,6	3,2	—	9,6
56	Mina La Crișeni orizont zero	60,0	30,0	90,0	5,7	4,2	—	10,1
57	Mina La Crișeni	93,5	3,1	96,6	1,3	1,8	—	15,8
58	Mina La Crișeni	74,9	13,1	88,0	10,2	1,2	—	12,6
59	Mina La Crișeni	51,4	42,4	93,6	4,2	2,2	—	8,7
60	Mina La Crișeni orizont 20	32,4	28,7	61,1	35,8	1,2	—	5,5
61	Mina La Crișeni	36,6	28,2	64,8	32,7	1,7	—	6,2
62	Mina La Crișeni	32,0	29,6	61,6	36,2	2,2	—	5,4
63	Mina La Crișeni	63,3	20,8	84,1	13,2	2,4	—	10,7
64	Mina La Crișeni	75,5	6,1	81,6	17,0	1,4	—	12,7
65	Mina La Crișeni	43,2	31,3	74,5	23,8	31,3	—	7,3

* f_{alc} = feldspat alcalin (K, Na); f_{plg} = feldspat sodico-calcic (albit-anortit); Σf = suma feldspaților; Q = conținutul de cuarț; M = conținutul de muscovit; calc. = calculat

(Continuare tabela 1)

Nr. crt.	Localitatea sau ocurența (ivirea)	% f_{alc}	% f_{plg}	% Σf	% Q	% M	% Alte miner.	% K_2O calc.
66	Mina La Crișeni	28,4	58,2	86,6	11,6	0,5	—	4,8
67	Mina La Crișeni	29,2	521,0	50,2	36,2	12,7	—	4,9
68	Mina La Crișeni orizont 40	64,5	6,8	71,3	25,1	2,5	—	10,8
69	Mina La Crișeni	27,2	44,4	71,6	24,3	4,1	—	4,5
70	Pietrar Dodești	82,6	11,9	94,5	5,2	0,3	—	—
71	Pietrar Dodești	50,0	18,4	68,4	30,0	1,6	—	—
72	Pietrar Dodești	86,2	10,4	96,6	3,2	0,2	—	—
73	Pietrar Didești	58,9	6,4	65,3	33,8	0,9	—	—
74	V. Ierii, V. Cretoaia	51,2	4,1	55,3	39,2	5,5	—	—

cătunul Prălești; în Valea Feneșelului; în stînga și în dreapta Văii Ierii și în culmea de despărțire între Valea Ierii și Valea Rîșca Mare; în dreapta și în stînga Văii Calului, pînă la Vîrful Tîrtavii; în tot cursul Văii Soimului, pînă la stîna La Tină și Vîrful Dumitreasa și altele.

2. *Pegmatit feldspatic.* La acest tip predomină feldspații cu varietățile microclin, ortoclaz, pertit și anortoclaz, cu potasiu, alături de plagioclași acizi din seria albit-oligoclaz. Se remarcă prin culoarea alb-gălbuie sau roz și printr-un luciu sidefos. Clivează foarte bine, din care cauză extra-

Tabela 2

Compoziția chimică a feldspatului de la Muntele Rece mina La Crișeni, comparativ cu cea mineralogică obținută prin calcul (vezi abaca din p. 17)

Nr. crt.	Compoziția, % / Proba	PC	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	MgO	CaO	K_2O	Na_2O	Alcalin	Ortoclaz	Albit	Anortit.	
	I. *În afloriment și carieră*													
	Muntele Rece													
1	La Crișeni	0,32	67,73	18,11	0,12	urme	1,60	9,65	2,47	12,12	57,8	21,4	7,9	87,1
2	La Crișeni	0,24	64,66	20,05	0,6	0,06	0,48	11,04	3,67	14,71	66,0	31,7	2,3	100,0
3	La Crișeni	0,40	67,89	17,70	urme	0,75	0,40	11,25	1,24	12,49	67,0	10,7	2,0	79,7
4	La Crișeni	0,22	65,84	20,70	0,30	urme	0,77	7,94	4,50	12,44	47,5	38,9	3,8	90,2
5	La Crișeni	0,14	68,00	18,00	0,06	—	1,60	9,65	2,47	12,12	57,8	21,4	7,9	87,1
6	D. Măriei	0,14	68,48	17,28	0,21	urme	0,80	11,44	1,84	13,38	68,4	15,9	4,0	88,3
	II. *Orizontul zero*													
7	Galeria 1, m 44	0,81	64,68	20,32	0,25	0,42	1,02	7,51	5,17	12,68	44,3	44,6	5,0	93,9
8	Galeria 1, m 64	1,08	66,02	19,94	0,24	0,08	1,10	4,98	6,09	11,07	29,5	52,7	5,1	87,3
9	Galeria 14, m 5	0,46	65,50	20,72	0,28	0,03	0,52	9,45	2,84	12,29	24,6	55,8	2,5	82,9
10	Galeria 14, m 25	1,40	66,36	21,35	0,33	0,19	0,85	2,10	6,98	9,08	12,4	60,1	4,2	76,7
11	Galeria 13	0,96	65,82	20,89	0,60	0,22	1,07	5,40	6,17	11,57	31,3	53,5	5,2	90,0
12	Galeria 13	0,91	66,39	20,73	0,30	0,40	1,09	5,14	4,72	9,86	30,4	40,8	5,3	76,5
13	Galeria 15	1,40	64,69	21,06	0,37	0,10	1,13	5,51	5,56	11,07	32,5	48,1	5,5	86,1
14	Galeria 15, m 10	0,80	64,78	21,42	0,28	0,25	1,03	4,32	5,99	10,31	25,5	51,9	5,1	92,5
	III. *Orizontul 20*													
15	Galeria 21, m 11	1,08	63,90	21,74	0,32	1,34	urme	4,20	7,30	11,50	24,8	63,1	—	87,9
16	Galeria 21, m 20/21	2,00	65,26	20,54	0,32	0,48	1,05	6,39	4,04	10,43	37,6	35,0	5,2	77,8
17	Galeria 21, m 24/25	0,87	65,53	19,14	0,20	0,37	1,05	8,00	5,18	13,18	47,2	44,8	5,2	97,2
18	Galeria 21, m 35	1,81	69,49	16,32	0,59	0,63	1,07	4,11	5,20	9,31	24,3	45,0	5,25	74,6
19	Galeria 22 E, m 4/5	0,46	65,50	19,36	0,20	0,21	0,88	6,35	6,42	12,77	37,4	55,5	4,3	97,2
20	Galeria 22 E, m 9/10	1,15	64,74	21,23	0,44	0,34	1,34	2,93	7,42	10,36	17,3	64,2	6,6	88,1
21	Galeria 22 E, m 18	3,45	62,97	19,53	2,30	2,58	0,25	3,20	4,67	7,87	18,9	40,5	1,2	60,6
22	Galeria 22 E, m 22	1,80	64,05	19,01	0,32	0,91	1,58	4,95	6,90	11,85	29,3	59,5	7,8	96,6
23	Galeria 22 V, m 0/1	0,79	65,30	19,75	0,20	0,23	0,91	6,68	5,83	12,51	39,5	50,0	4,5	94,0
24	Galeria 22 V, m 12/13	0,65	81,01	11,79	0,20	0,11	0,91	2,14	2,92	5,06	12,6	25,2	4,5	42,3
25	Galeria 22 V, m 15	0,94	72,54	14,94	0,37	0,52	0,87	3,96	4,96	8,91	23,4	42,9	4,3	70,6
26	Galeria 22 V, m 15/16	0,65	81,01	11,79	0,20	0,11	0,91	2,14	2,92	5,06	12,6	25,5	4,5	42,3
27	Galeria 22 V, m 40	1,53	73,70	15,48	0,25	0,27	0,98	3,88	3,34	7,22	22,9	28,9	4,8	56,6
28	Galeria 24, m 7	1,57	69,56	17,79	0,46	0,32	0,87	4,85	4,33	9,20	28,6	37,6	4,3	70,5
29	Galeria 25, m 10	1,33	71,54	15,32	0,97	0,28	1,13	4,00	5,04	9,04	23,6	43,5	5,5	72,6

(Continuare tabela 2)

Nr. ret.	Compoziția, % / Proba	PC	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	MgO	CaO	K_2O	Na_2O	Alcalin	Ortoclaz	Albit	Anortit	
	IV *Orizontul 40*													
	Muntele Rece, La Crișeni :													
30	Galeria 30, m 48/40	2,76	74,15	15,12	0,84	0,35	1,33	2,29	3,51	5,80	13,8	30,4	6,6	50,8
31	Galeria 30, m 58/59	1,45	72,90	16,08	0,58	0,26	0,91	3,93	3,70	7,63	23,5	32,1	4,5	60,1
32	Galeria 30, m 61/62	1,24	72,94	15,10	0,72	0,32	1,26	4,12	4,27	8,39	32,3	37,0	6,3	75,6
33	Galeria 30, m 65/66	1,56	67,13	19,18	0,84	0,35	1,01	5,38	4,46	9,84	31,9	38,6	5,0	75,5
34	Galeria 30, m 68/69	1,47	72,80	17,68	0,36	0,20	1,09	4,29	2,78	7,07	25,7	24,1	5,4	55,2
35	Galeria 30, m 78/79	1,74	72,43	15,60	0,32	0,45	1,22	3,84	3,78	7,62	23,0	32,7	6,1	61,8
36	Galeria 30, m 79/80	2,96	69,79	17,47	0,54	0,32	1,23	3,92	2,54	6,46	23,4	22,0	6,2	51,6
37	Galeria 30, m 81/82	1,23	73,24	15,50	0,34	0,25	1,05	4,82	3,13	7,95	28,8	27,2	5,2	61,2
38	Galeria 30, m 84/85	2,20	74,34	14,78	0,52	0,38	1,12	2,85	4,15	7,00	23,1	35,9	5,5	64,5
39	Galeria 30, m 89/90	1,12	76,90	13,90	0,52	0,28	0,87	2,34	3,31	5,70	14,0	29,0	4,3	47,3
40	Galeria 30, m 91/92	0,78	75,20	14,91	0,31	0,24	0,56	6,15	2,80	8,95	36,8	23,4	2,8	63,0
41	Galeria 30, m 107/108	0,65	71,30	15,62	0,38	0,24	0,80	5,34	4,74	10,08	31,9	41,0	4,0	76,9
42	Galeria 30, m 112/113	0,99	74,50	16,40	0,70	0,28	0,84	2,69	3,13	5,82	16,1	27,1	4,2	47,4
43	Galeria 30, m 114/115	0,65	71,13	15,64	0,35	0,10	0,60	7,93	3,41	11,34	47,5	29,5	3,0	80,0
44	Galeria 31, m 1/2	0,78	72,73	15,98	0,35	0,16	0,59	5,96	3,09	9,05	35,6	26,8	2,9	65,3
45	Galeria 31, m 8/9	0,76	81,51	9,71	0,46	0,22	0,67	4,22	2,80	7,02	25,3	24,3	3,3	52,9
46	Galeria 31, m 9/10	1,72	72,14	14,93	0,45	0,33	0,85	7,12	3,60	10,72	42,6	31,2	4,2	78,0
47	Galeria 33, m 4/5	1,36	66,06	19,37	0,57	0,31	0,73	3,41	7,21	10,62	20.4	25,5	3,7	85,4
48	Galeria 33, m 10/11	1,03	78,26	12,45	0,58	0,33	0,78	2,87	2,96	5,83	17,2	25,5	3,9	46,6
49	Galeria 34, m 2/3	1,95	64,71	20,24	0,41	0,30	1,40	4,10	6,67	10,77	24,5	57,7	7,0	89,2
50	Galeria 34, m 11/12	1,26	78,08	13,29	0,43	0,10	0,80	4,19	1,73	5,92	25,1	14,9	4,0	44,0

gerea lui din zăcămînt comportă o oarecare atenție, pentru a evita pierderile prin sfărîmare.

Prezența acestor pegmatite feldspatice a fost semnalată în numeroase iviri : la Curmătura pe Pîrîul Ars ; Valea Fenețelului ; în culmea Butucii Boitii ; pe Valea Huzii, Valea Săcelenilor ; La Crișeni, în stînga Văii Rîșca Mare ; la Pietrar ; la Piatra, Dealul Măriei, La Vîrtan, Muntele Rece ; Piatra Albă, Valea Ierii ; la Izvoarele Văii Ierii etc.

3. *Pegmatit cuarțifer.* Corpurile de pegmatit de acest tip formează filoane sau lentile cu un conținut foarte bogat de cuarț, care poate atinge valori mai mari de 99% SiO_2 [28]. Ceilalți componenți, formați din feldspat, muscovit și mai rar turmalin, granat, ilmenit, magnezit ș.a., au un rol cu totul subordonat sau apar în urme.

Se cunosc mai multe ocurențe de asemenea pegmatite : Coltăul Alb, cătunul Dealul Negru, comuna Mănăstireni ; filonul din marginea de sud a comunei Mănăstireni ; Valea Rîșca, cătunul Mărcești, comuna Rîșca ; cătunul Fonoje, comuna Rîșca ; La Pădure, cătunul Blidari ; La Andrieșești, comuna Călățele ; Capul Dealului, cătunul Plopi, Dealul Oanii, cătunul Prălești ; Valea Ciulii, Izvor, comuna Călățele ; Butucii Boitii, comuna Hăjdate ; Cătunul Păltinei, Muntele Rece ; Valea Cioara, la est de confluența cu Valea Sălășelelor, Săcel ; Colții cei Mari, la SE de Vîrful Muntelui Mare ; Dealul Surdului, spre stîna Bîrnești ; Izvorul Bisericii, comuna Mărișel, la confluența cu Valea Răcătău.

4. *Pegmatit muscovitic.* Roca pune în evidență cristale lamelare și pachete de lamele cu o textură în rozetă. Grosimea pachetelor este de 1 pînă la 3 cm, iar diametrul pachetelor nu depășește 2—4 cm. Plăcile sînt puternic fisurate și se rup prin clivare. O singură ivire a dat plăci de 10 × 15 cm. Menționăm cele patru iviri de pegmatit cu muscovit doar ca puncte de plecare pentru cercetări amănunțite de teren : Izvorul Valea Fenețelului, la Prălești ; Sub Pietrar, cătunul Dodești, în stînga Văii Rîșca Mare ; La Piatra, cătunul Rîșca, satul Muntele Rece ; Poienița, comuna Geamăna.

5. *Pegmatit cu turmalin* reprezintă un tip de pegmatit des întîlnit în regiune. Conține întotdeauna numai varietatea de turmalin cu fier, de culoare neagră, numită Schörl.

Se cunosc șapte ocurențe : în Dealul Sasului și Dealul Bradului, între cătunele Prălești și Prihodești ; la Cocojor, în stînga Văii Doleștilor, Muntele Rece ; La Intrieri, în stînga Văii Șoimului ; la drumul de coastră de la stîna Dobrinului spre Valea Șoimului ; între Vîrful Surdului și stîna Bîrnești, în locul numit Între Cruci ; la nord de stîna Bîrnești, pe Valea Șindicului, La Zăvoare, Vîrful Ghergheleului, pe versantul dinspre Valea Săcelenilor.

6. *Pegmatit cu minerale specifice.*

a) Pegmatit cu granat spessartin. În această rocă apar cristalele de granat spessartin de culoare violacee, de dimensiuni mari, cu diametrul de 1 pînă la 3 cm, cu forme de dodecaedru romboidal. Structural se dezvoltă mai puține fețe reticulare decît în cazul granaților din șisturile cristaline, deosebindu-se și prin compo-

ziție. Ca minerale însoțitoare se întîlnesc: turmalin și biotit. Se cunosc mai multe ocurențe: în zona de contact cu roca gazdă a corpului de feldspat pegmatic de La Crișeni; în spinarea de pegmatit din Valea Frăsinelor; la Pădurea Bîjgoi, în dreapta Văii Rîșca Mare, cătunul Rîșca, Muntele Rece; în dreapta Văii Dobrinului, în ivirea numită Piatra Albă, Valea Șoimului; în cursul mijlociu al Pîrîului Lăii, la poala Vîrfului Buscat.

b) Pegmatit cu spineli și ilmenit Spinelii formează cristale idiomorfe, octaedrice, cu diametrul de 1 pînă la 5 mm, răspîndiți în masa pegmatitului în cristale răzlețe, cu formarea unor zone de concentrație maximă la contactul cu micașistul și cu șistul cloritos.

Ilmenitul apare în formă de lamele negre, mate, fără forme cristalografice, cu diametrul de 1—2 cm, încrustate în masa de cuarț a pegmatitului. Apare în pegmatitul cu cuarț de la Stiubei, la izvorul Văii Rîșca Mare, cătunul Rîșca, Muntele Rece.

c) Pegmatitul cu beril. Roca conține cantități mici de beril, în cristale prismatice cu lungimea de 6 mm și grosimea de 2 mm, cu delimitări cristalografice, semitransparente, de culoare slab verzui-gălbuie. În felul acesta a fost identificat într-o probă de pegmatit din Dealul Feletin, Geamăna.

Ca agregat verzui, compact, netransparent, apare în pegmatitul feldspatic din mina La Crișeni.

d) Pegmatit cu molibdenit. Molibdenitul formează cristale lamelare cu diametrul de 3—4 mm răspîndite în roca pegmatitică în mici cuiburi sau în filonașe. Mai poate apărea apoi ca un component accesoriu al aplitului.

A fost identificat: în Pîrîul Lăii, la poala Vîrfului Buscat, Muntele Mare; în mina La Crișeni, Muntele Rece; la izvorul Văii Feneșelului, în compoziția unei roci aplitice.

Studiul mineralogic și chimic al feldspaților

Feldspatul intră în compoziția tuturor pegmatitelor, oricare ar fi tipul acestora; variază însă mult concentrația mineralelor componente. Feldspatul poate fi reprezentat de mai multe minerale feldspatice, iar acestea la rîndul lor pot să apară în proporții variabile sau să formeze între ele amestecuri izomorfe limitate.

Prin cunoașterea acestor varietăți și prin determinarea proporțiilor în care ele apar, se poate caracteriza natura minereului de feldspat pegmatitic și prin urmare, calitatea zăcămîntului.

Pentru determinarea naturii feldspatului s-a aplicat metoda Fedorov, iar pentru stabilirea conținutului procentual al feldspatului și al celorlalte minerale componente, s-a întrebuințat metoda integrării la microscop.

Astfel au fost identificate mineralele feldspatice, aparținînd la grupa feldspaților alcalini și la grupa feldspaților sodico-calcici, descrise în cele ce urmează.

1. Feldspații alcalini

Sînt prezente următoarele minerale feldspatice alcaline:

— *Microclinul* are fie structura binecunoscută de tablă de șah (fig. 4), cu frecvente fisuri umplute cu material cuarțo-feldspatic venit ulterior

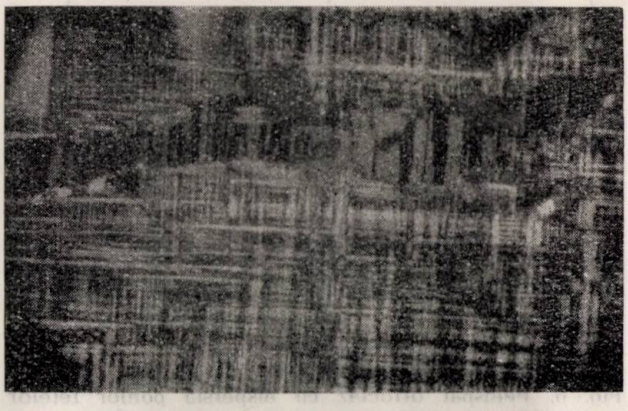


Fig. 4. Microclin fisurat și traversat de un filonaș de albit maclat polisintetic (în mijlocul microfotografiei) V. Feneșelului.

sau cu incluziuni preexistente, fie o structură omogenă. Aceasta din urmă se recunoaște prin poziția și valorile constantelor morfologice și ale elipsoidului optic, reprezentate prin proiecția lor stereografică (fig. 5). Microclinul este unul din mineralele cele mai frecvent întîlnite în compoziția pegmatitelor.

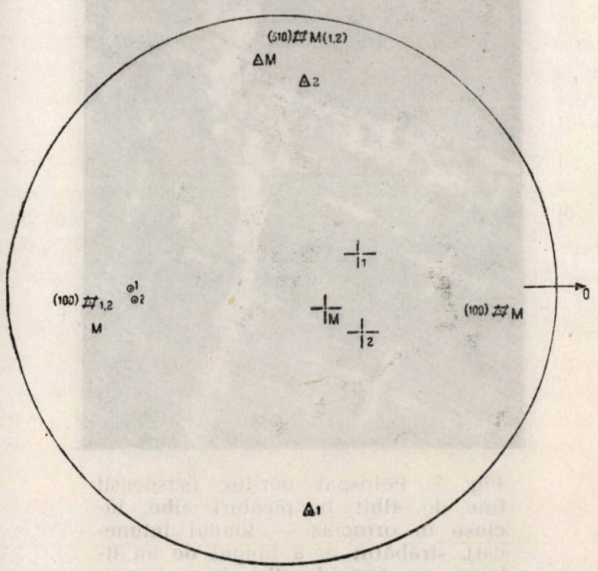


Fig. 5. Microclin (M), în concreștere ordonată cu feldspat albit (1 și 2), proiecție stereografică.

— *La ortoclaz* se constată o slabă dispersie a poziției polilor fețelor cristalografice (001) și (100), pe care o atribuim încorporării în rețeaua cristalină a ortozei, a unor cantități mici de ioni de sodiu și de calciu (fig. 6).

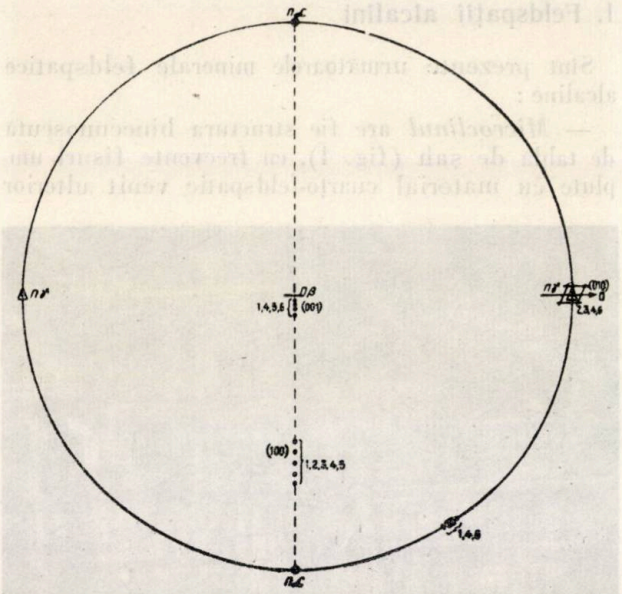


Fig. 6. Feldspat ortoclaz cu dispersia polilor feţelor (001) şi (100), în proiecţie stereografică.

— *Pertitul* prezintă aspecte structurale foarte variate, în funcţie de forma, mărimea şi frecvenţa suspensiilor şi a flocoanelor de albit în substratul de ortoclaz sau de microclin (fig. 7).

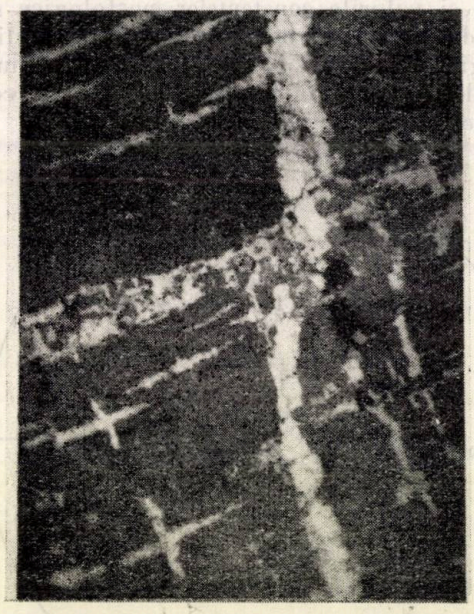


Fig. 7. Feldspat pertitic (suspensii fine de albit în picături albe, incluse în ortoclaz — fondul întunecat), străbătut de-a lungul de un filonaş cuarţo-feldspatic şi cu numeroase dezamestecuri ordonate după două direcţii perpendiculare. Dezamestecurile sînt formate din albit maclat polisintetic, I. Lăii.

— *Anortoclazul* este pus în evidenţă prin valoarea mai mică a unghiului axelor optice *2V* (fig. 8) şi prin valoarea mai mică a indicilor de refracţie a suspensiilor de ortoclaz incluse într-un fond de albit maclat polisintetic (fig. 9).

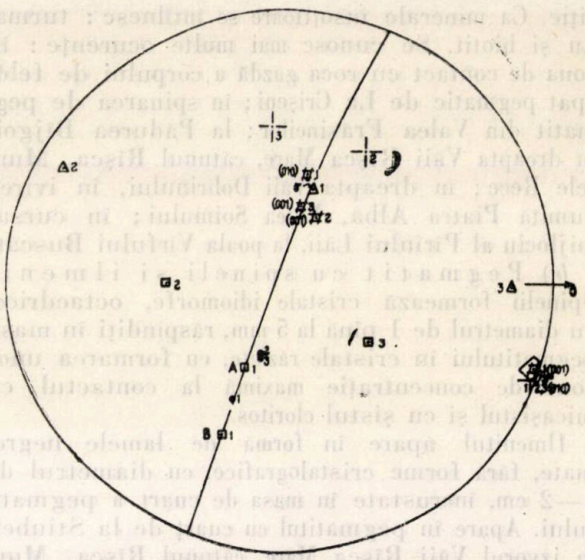


Fig. 8. Anortoclaz (1) cu 2V mic, în concreştere ordonată cu ortoclazul (2, 3), proiecţie stereografică.

2. Feldspaţii sodico-calcici

Sînt reprezentaţi aproape în mod constant în compoziţia pegmatitului din Munţii Apuseni. Plagioclazii au un caracter acid şi sînt formaţi în termenii seriei izomorfe albit-oligoclaz. Figura 10

Fig. 9. Anortoclaz. Într-un fond de albit (cenuşiu, cu numeroase dungi negre) se recunosc suspensii de diferite mărimi formate din ortoclaz (alb) Aroneşti, V. Bistrei.

ne înfăţişează curbele de migraţie a polilor feţelor de clivaj în funcţie de compoziţia chimică a acestor plagioclazi. Conţinutul lor în anortit *An* este de 0 pînă la cel mult 25%. La fel variază şi valoarea axelor optice *2V* (fig. 11). Recunoaşterea la microscop a albitului (0—10% *An*) şi a oligoclazului (10—30% *An*), ca şi a altor varietăţi s-a făcut prin metoda Fedorov [1], [2].

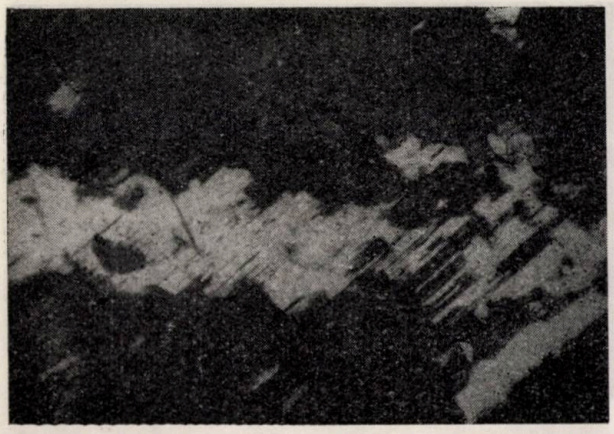


Fig. 10. Incluziune de plagioclaz maclat polisintetic în feldspat potasic fisurat și recimentat cu agregate de cuarț și feldspat (alb). La Pietrar, Dodești.

Cunoscînd natura feldspatului, s-a trecut apoi la determinarea conținutului fiecărui component în parte și la reprezentarea acestor conținuturi

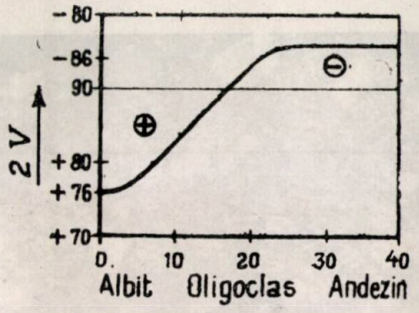


Fig. 11. Variația unghiului axelor optice 2V la albit-oligoclaz-andezin o dată cu compoziția plagioclazilor din pegmatitul Munților Apuseni, proiecție stereografică a vectorilor optici și morfilogici.

în diagrama cu trei coordonate, adică în triunghiul de concentrație Or, Ab, An (fig. 12). Prin conținutul mic și relativ constant de CaO (obținut

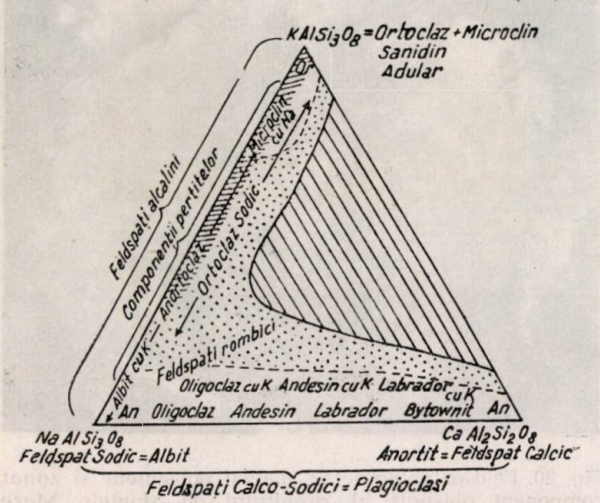


Fig. 12. Suprafața de răspîndire a feldspatului pegmatitic din Munții Apuseni, în triunghiul de concentrație *Or—Ab—An*.

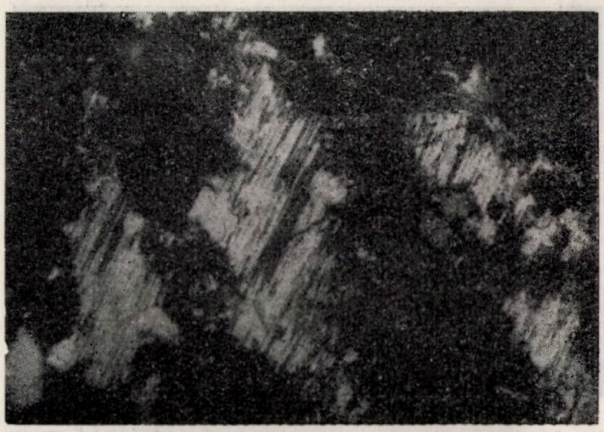


Fig. 13. Incluziuni de feldspat plagioclaz maclat polisintetic (alb) inclus în mod ordonat (cristalografic) în feldspat ortoclaz (fond întunecat și linii de clivaj în diagonală) La Crișeni.

prin întrebuințarea în calcul a procentului de An determinat pe calea microscopiei Fedorov conform indicațiilor date în tabela 3), feldspatul din Munții Apuseni ocupă suprafața din diagrama ternară delimitată în figura 12. Aici avem zona de miscibilitate izomorfă nelimitată (sau cu valori foarte mari), la contact cu zona miscibilității condiționate de temperatura înaltă (pentru valori pînă la cel mult 60% Ab).

În acest domeniu de compoziție mineralogică (fig. 12 zona haşurată intens) se întîmplă următoarele fenomene: o parte din plagioclazul acid, dizolvat izomorf în cristalul de ortoclaz, prin răcirea sistemului iese din structură și se separă în mod ordonat, după anumite plane și direcții reticulare ale celor două faze: fondul de ortoclaz și dezamestecul de plagioclaz acid, maclat după legea albitului (fag. 10, 13, 14 și 15). O altă parte, mai mică, a feldspatului sodico-calcic continuă să formeze amestecuri izomorfe cu feldspatul alcalin-predominant potasic. Din această cauză, conținutul de K_2O, obținut prin calcul din ortoclazul determinat la microscop prin metoda integrării, dă valori ceva mai mari decît acelea găsite prin

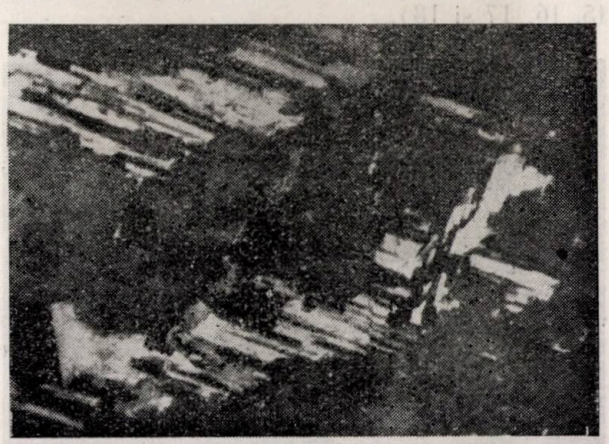


Fig. 14. Incluziuni de plagioclazi (cenușiu deschis și striat) în feldspatul potasic (fondul cenușiu-negru), uneori diaclazat și recimentat, I. Lăii, V. Ierii.

Fig. 15. Feldspat potasic cu structură pertitică și cu incluziuni de plagioclaz, Aronești ,V. Plotoneasa, Bistra.

analiză chimică (tabela 1 și 2 coloana K_2O) și curbele K_2O din figurile 2 și 3.

Partea de plagioclaz care se separă la temperaturi joase din amestecul izomorf (stabil numai

Fig. 16. Ortoclaz cu incluziuni de lamele fine și cu vinișoare de plagioclazi, după două direcții, I. Gălbenuți, V. Ierii.

la temperaturi înalte) ia forme foarte caracteristice pentru feldspații din Munții Apuseni, datorită orientării cristalografice reciproce a mineralelor rezultate prin dezamestec (fig. 10, 13, 14, 15, 16, 17 și 18).

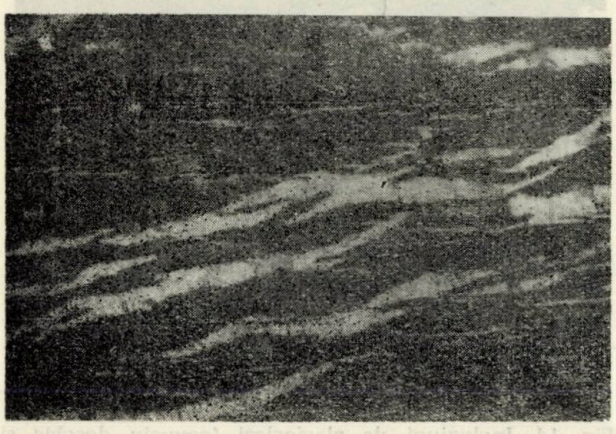


Fig. 17. Incluziuni orientate de plagioclaz, după diferite direcții, conținute într-o masă de ortoclaz, I. Lăii,

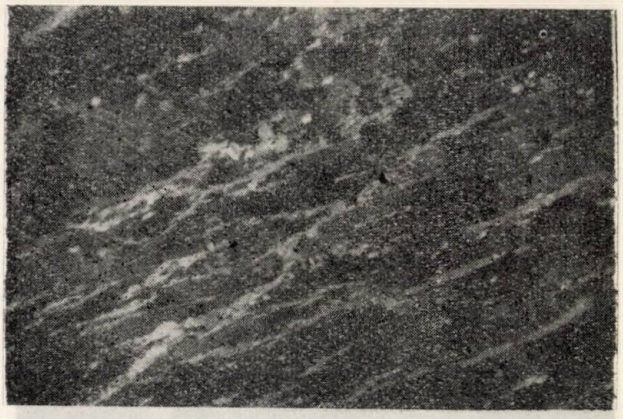


Fig. 18. Strate și filonașe alternative de muscovit-sericit și plagioclaz incluse în feldspatul potasic (fond întunecat), V. Ierii, P. Zere.

Observînd cu atenție unele din aceste figuri microfotografice (fig. 19, 20 și 21), se constată că în feldspatul alcalin (predominant potasic) s-au

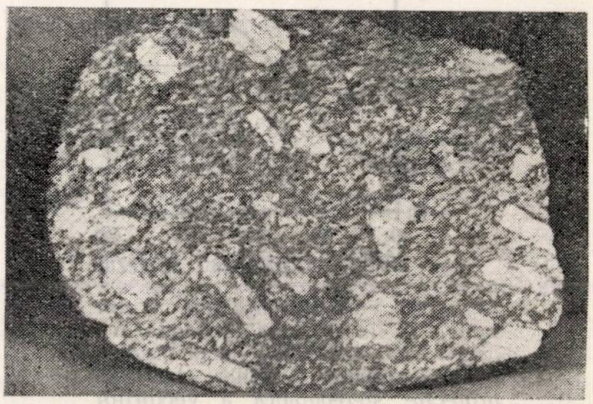


Fig. 19. Structura porfiroblastică, slab șistuozată, cu feldspați mari în granitul de Muntele Mare

Fig. 20. Feldspat plagioclaz, maclat polisintetic și zonat, component obișnuit al granitului de Muntele Mare, cu structura porfiroidă. La feldspatul zonat se observă o tendință de transformare într-un agregat de lamele și sericit. Vf. Rotundu, V. Irișoarei.

Fig. 21. Feldspat plagioclaz zonar, format dintr-un nucleu central de oligoclaz (cenușiu închis) transformat în zoizit și muscovit urmat de o zonă externă de albit (cadrul alb împrejmuitor al celor două cristale de feldspat) Vf. Prislop, Muntele Mare.

produs separări succesive de albit-oligoclaz, cu slabe divergențe în orientare (fig. 17 și 18). Se mai observă apoi fisuri și dislocări evidente în fondul de feldspat alcalin, care au fost umplute complet cu material cuarțo-feldspatic, care recimentează structura cataclazată a feldspatului tectonizat (fig. 7, 16 și 22).

Variațiile de compoziție mineralogică sînt redate în tabelele 1 și 2 și în figurile 2 și 3. Deși diagramele acestea au la bază date diferite, obținute pe de o parte, pe cale mineralogică-microscopică și pe altă parte, pe cale chimică-analitică, mersul lor este foarte asemănător.

Conținutul în componenți alcalini este variabil, în funcție de ivire, și este bine scos în evidență de diagrame. În mai multe ocurențe se observă valori mari pentru feldspatul alcalin, care coincid cu valorile maxime pentru K_2O. Subliniem în această privință ivirile din Izvorul Lăii, care se remarcă printr-un conținut maxim de feldspat.

În unele cazuri, de exemplu Geamăna orizontul 40 din mina La Crișani etc., se constată o inver-

Fig. 22. Feldspat ortoclaz, fisurat și recimentat cu un agregat de cuarț (alb) și de feldspat de a doua generație cu granulația mai fină. La Pietrar, V. Rișca Mare, Muntele Rece.

sare a raportului între feldspatul alcalin și între cel plagioclazic (albitic). Totuși, cazurile cele mai frecvente rămîn acelea cu predominarea feldspaților potasici. Prezența în număr mare a filoanelor cu veniri noi și a substituirilor metasomatice cu material cuarță-feldspatic în masa pegmatitelor mai vechi, explică variațiile de compoziție, constatate atît lateral cît și în profunzime. Din datele de observație rezultă că venirile de soluții pegmatitice mai noi au mai mult un caracter sodic. Pe aceeași cale s-a ajuns la concluzia că în compoziția pegmatitului din Munții Apuseni prezența biotitului este o raritate, spre deosebire de zăcămintele de pegmatit ce se exploatează mai puțin intens sau cu intermitență și care produc un material feldspatic cu mult fier, ca de exemplu exploatările din Munții Semenic (localitatea Armeniș) și din Munții Cibinului (punctele din Rîul Mic și Rîul Mare).

Cercetarea pe scară largă a feldspatului pegmatitic a fost posibilă grație aplicării metodelor Fedorov și a integrării la microscop. Se recomandă aceste metode atît la prospectarea corpurilor de pegmatit cît și la stabilirea rezervelor. Ele întregesc rezultatele analizelor chimice, dîndu-ne atît procentajul diferitelor faze utile, cît și conținutul de impurități (steril), pe varietăți mineralogice. Metodele microscopice cantitative pot să fie aplicate cu succes și la controlul cantității feldspatului exploatat, prin determinarea procentajului de varietăți feldspatice alcaline și calco-sodice din corpul zăcămîntului. Pe această cale se poate obține o zonare calitativă a pegmatitelor dintr-o ivire oarecare.

Pentru a ușura transformarea prin calcul a compoziției mineralogice a pegmatitelor în compoziție chimică și invers, prezentăm în tabela 3 abaca coeficienților de transformare.

Compoziția chimică

În vederea caracterizării chimice a pegmatitului, sînt necesare analize chimice totale. Uneori, pentru un control rapid al calității, sînt suficiente datele privind suma alcalinelor și conținutul de fier.

Analiza totală precizează dacă feldspatul este alcalin sau calco-sodic, dacă — și în ce măsură —

Tabela 3

Abaca coeficienților de transformare

%	Feldspat potasic (ortoclaz, Or) $K_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 6SiO_2$	Feldspatic sodic (albit, Ab) $Na_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 6SiO_2$	Feldspat calcic (anortit, An) $CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$
	SiO_2	SiO_2	SiO_2
	↑ 5,908		
K_2O	← 0,1693	↑ 8,655	
Na_2O		← 0,1182	↑ 4,961
CaO			← 0,2016

Compoziția feldspatului din Suedia (*S*) și de la Teregova (*T*)

Tabela 4

Compoziția	I		II		III		IV		V	VI	Ortoclaz	Albit
	S	*T*	*S*	*T*	*S*	*T*	*S*	*T*	*T*	*T*		
SiO_2	64,60	67,86	65,53	65,44	67,25	68,66	66,41	68,81	70,49	71,24	64,72	68,80
Al_2O_3	18,30	18,05	19,60	19,23	18,29	18,38	21,65	18,38	17,10	16,54	18,35	19,40
Fe_2O_3	0,20	0,05	0,16	0,12	0,42	0,07	0,40	0,32	0,36	0,45	—	—
MgO	0,20	—	—	—	0,09	urme	0,11	urme	0,09	0,05	—	—
CaO	0,30	0,26	0,26	0,25	0,12	0,30	0,30	0,46	0,36	0,55	—	—
K_2O	} 16,0	9,45	9,85	} 14,60	8,30	6,07	0,83	5,73	5,69	4,35	16,93	—
Na_2O		4,20	4,95		5,10	6,43	9,95	5,76	5,66	6,35	—	11,80
PC	0,40	0,28	0,16	0,24	0,40	0,24	0,40	0,47	0,43	0,63	—	—

pegmatitul respectiv conține alte elemente care influențează în bine sau în rău asupra calității feldspatului sau a celorlalte minerale pegmatitice utile (cuarț, muscovit și turmalin). Dat fiind variația continuă în compoziția mineralogică, după cum s-a văzut, un control chimic este necesar în toate fazele de cercetare a ivirilor de pegmatit (prospectare, explorare și exploatare).

Analizele din tabela 2 se referă la probe colectate în aflorimente, în cariera de feldspat de la Muntele Rece, punctul numit La Crișeni sau la probe de pegmatit din mina La Crișeni, luate de la diferite orizonturi prin metoda brazdelor, cu scopul unui control permanent al producției. Din mulțimea analizelor executate de laboratorul Trustului minier Cluj, au fost alese numai acelea care reprezintă valori maxime și minime pentru conținutul de elemente alcaline în pegmatit. În felul acesta au fost stabilite limitele în care variază chimismul feldspatului din corpul pegmatitului de La Crișeni *.

Remarcăm pentru acest feldspat un conținut ridicat de alcaline, cu o variație a potasiului față de sodiu și calciu. O altă caracteristică o formează conținutul redus de fier, un mic exces de silice și un grad de caolinizare redus, oglindit prin conținutul mic de apă. Conținutul important de alcaline și conținutul mic de fier formează specificul feldspatului din Munții Apuseni și îi dau totodată valoarea practică recunoscută atît de industria ceramică din țară, cît și de cea străină.

Legătura dintre pegmatit și granit

Din studiul mineralogic comparativ al rocilor pegmatitice și al celor granitice și granodioritice din regiune, rezultă ca o trăsătură comună a acestora, un conținut de feldspat potasico-sodic, cu aceleași varietăți de compoziție și de feldspat plagioclaz (din aceeași serie albit-oligoclazică).

Se mai constată apoi, atît la pegmatit cît și la granit, veniri ulterioare, mai noi, de soluții cuarțo-feldspatice, cu un caracter sodic (albitic), care determină o cristaloblasteză foarte evidentă a feldspatului granitic (fig. 19, 20 și 21). Stratul exterior albitic se depune în jurul cristalului mai vechi cu respectarea particularităților cristalografice ale cristalului primordial, inclusiv legea de maclare.

Compoziția chimică a feldspatului din cele două roci — determinată prin metoda Fedorov — se aseamănă foarte mult.

Această unitate de structură și de compoziție a feldspaților în cele două roci se explică printr-o origine comună a magmei (sau migmei) granitice și a fluidelor (soluțiilor) pegmatitice.

Importanța practică a zăcămintelor pegmatitice din Munții Apuseni

Aceasta rezultă din întrebuințările pegmatitului. Ne referim aici în primul rînd la feldspatul și la cuarțul pegmatitic. Acestea formează materii prime cu o largă utilizare în ceramică, electroceramică, emailuri și în sticlărie. Se mai întrebuințează ca liant în industria abrazivilor (pietre de polizor). În ultimul timp s-a preconizat utilizarea feldspatului ca sursă de potasiu pentru îngrășăminte chimice, concomitent cu obținerea unui ciment tip Portland [3].

Variația conținutului de potasiu și de sodiu în diferitele zăcăminte de feldspat, din țară sau din străinătate, este un fapt stabilit și de care industriile beneficiare țin seamă. În tabela 4 se ilustrează acest fapt cu date de analiză chimică privind feldspatul de la Teregova și prototipurile din Suedia [9], în comparație cu compozițiile teoretice ale ortoclazului și albitului.

Ținînd seamă de natura și de compoziția feldspatului nostru, precum și de exigențele industriilor consumatoare, este indicat ca și la feldspatul din Munții Apuseni să se practice efectiv o sortare cît mai îngrijită. De modul în care se execută sortarea în prezent rezultă un feldspat de calitatea I și un sort denumit feldspat glazură, care reprezintă cea mai bună calitate de feldspat produsă de industria noastră minieră. Iată cum se menține calitatea acestui sort, în cursul anilor,

* Analizele chimice din tabela 2 au fost executate de E. Stoicovici, în 1949 și 1950 (nr. 1 și 6), de la Institutul de chimie al Filialei Academiei R.P.R.-Cluj, 1955 (nr. 2); S. Lupan, de la Comitetul geologic București, 1954 (nr. 3 și 4); M. Borda, Fabrica de porțelan Cluj, în 1954. (nr. 5). Toate celelalte analize efectuate din 1954 pînă în 1963 se datoresc tov. S. Bran de la Trustul minier Cluj.

după datele principalului consumtor (Fabrica de porțelan Cluj) :

	1958	1959	1960	1961	1962
Alcaline : (K_2O+Na_2O),%	9,2	12,64	10,86	10,84	10,98
Fe_2O_3,%	0,09	0,13	0,27	0,28	0,32

Ținînd seamă de posibilitățile reale ale unei sortări mai îngrijite, se speră într-o îmbunătățire a calității feldspatului pus în vînzare și într-o mărire a numărului sortimentelor.

În privința valorii economice a numeroaselor iviri de pegmatit din Munții Apuseni se poate afirma că ele reprezintă acumulări importante.

Pentru a stabili care sînt ocurentele care îndeplinesc cele mai bune condiții de compoziție, structură, formă de zăcămînt și rezerve, se cer lucrări de explorare sistematice și minuțioase cercetări de laborator.

Amplasarea acestor lucrări este deopotrivă de justificată fie în bazinul Văii Someșului Mic, în extensiunea zăcămîntului în exploatare de la Muntele Rece, La Crișeni, fie în bazinul Văii Ierii (fundament) sau pe afluenții săi din stînga (Valea Șoimului, Valea Calului).

Concluzii

Prin studiile făcute de autorii articolului de față se precizează răspîndirea pegmatitului normal, a produselor sale de diferențiere, precum și poziția în triunghiul de concentrație Or, Ab, An a feldspatului din Munții Apuseni.

S-au stabilit pentru întreaga regiune următoarele tipuri de pegmatit : normal, feldspatic, cuarțos, cu turmalin, cu granați, cu magnetit, cu spineli, cu ilmenit, cu molibdenit și cu beril.

Unele din aceste tipuri formează zăcăminte exploatate.

Pe baza unor cercetări amănunțite de teren și de laborator, s-au stabilit zonele de feldspat pegmatitic cu cel mai mult feldspat și cu cele mai bune șanse de a deveni noi surse de materii prime.

Cu această ocazie s-a aplicat din plin metoda integrării la microscop a principalelor iviri, stabilind trăsăturile lor comune de ordin mineralogic și petrografic.

Aplicabilitatea metodei microscopice pentru caracterizarea feldspatului a fost confirmată și pe cale chimică, prin numeroase analize totale.

Aceeași metodă microscopică cantitativă poate servi și ca metodă de control în prospectarea, explorarea și exploatarea oricărui zăcămînt de pegmatit.

Se aduc dovezi în legătură cu procesele de diferențiere atît la granit cît și la corpurile de pegmatit, arătîndu-se unitatea de compoziție a celor două categorii de roci, pe baza asemănării feldspaților.

Au fost puse în evidență procese de substituție metasomatică alcalină ulterioare, atît la granit cît și la pegmatit.

Se analizează numeroasele iviri de pegmatit și se propun pentru explorare acelea dintre ele care se disting prin conținutul maxim de feldspat și de alcaline (îndeosebi de K_2O).

Bibliografie

[1] Boldirev, A. N. *Despre morfologia, geneza și clasificarea pertitelor și a altor concreșteri de feldspat în legătură cu studiul pegmatitelor cu beril din zăcămintele Tigirek în Munții Altai.* Referat în Neues Jahrb, f. Miner. etc., 1936.

[2] Nikitin, V. V. *Corecturi și completări la diagramele pentru determinarea feldspaților după metoda Fedorov.* Tscherm. Miner. Petrogr. Mitteilungen, *44*, 1933.

[3] Stoicovici, E. *Feldspatul. Revista Industria Ușoară*, nr. 10, 1956, p. 422.

[4] Stoicovici, E. și Trif, A. *Cîteva date asupra felului de apariție a cuarțului în cele trei stadii : eruptiv, sedimentar și metamorfic.* Studii și cercet. Academia R.P.R. Filiala Cluj, vol. VI, 1955, p. 229—264.

[5] Trif, A. *Metamorfismul din zona granitului de Muntele Mare.* Studia Universitatis Babeș-Bolyai, Cluj, 1961, p. 47—70.

[6] Stoicovici, E. și Trif, A. *Contribuții la studiul granitizării în regiunea Muntele Mare—Munții Gilăului.* Studia Universitatis Babeș-Bolyai, Cluj, 1961, p. 71—82.

[8] Trif, A. și Stoicovici, E. *Studiul ciclurilor sedimentare din complexul metamorfic al Munților Gilăului — Muntele Mare. Nota I. Stiva de pe valea Rîșca Mică.* Studia Universitatis Babeș-Bolyai, Cluj, fasc. I, 1963 (sub tipar).

[8] Trif, A. și Stoicovici, E. *Studiul ciclurilor de sedimentare din complexul metamorfic al Munților Gilăului — Muntele Mare. Nota II Stiva de pe Valea Huzii* (Ultrametamorfismul). Studia Universitatis Babeș-Bolyai, Cluj, fasc. II, 1963 (sub tipar).

[9] Kirnbauer, F. *Das Feldspatvorkommen von Teregova.* Berg Hüttemm. Jahrb. Ed. 79, *44*, 1931, p. 191.

Determinarea vitezelor de circulaţie pe faze la flotaţia minereului aurifer cu ajutorul aurului radioactiv 198

Acad. **Raluca Ripan, N. Pascu şi I. Todoruţ**

Valorificarea rezervelor industriale de minereuri de metale neferoase, în continuă creştere, cerută de creşterea într-un ritm rapid a industriei metalelor neferoase — ca urmare a dezvoltării uriaşe a industriei noastre socialiste — impune industriei miniere de preparare o dezvoltare pe baza tehnicii noi, celei mai avansate.

Aceasta reclamă introducerea în tehnica preparării atît a unor procedee de mare productivitate, cît şi a unor procedee noi de mare selectivitate, care să ducă la posibilitatea valorificării economice a tuturor componenţilor utili, prezenţi în materia primă minieră.

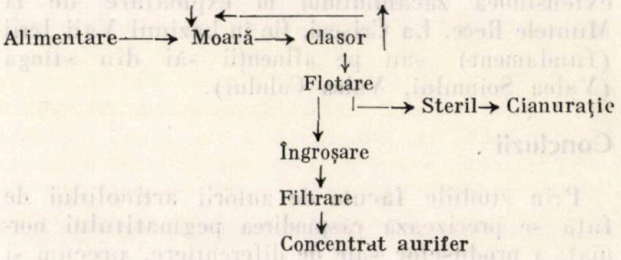
Industria minieră oferă un vast cîmp de cercetare cu preocupări pentru ridicarea nivelului tehnic al producţiei [1]. Ca problemă importantă de cercetare este mecanismul proceselor de flotare, strîns legat de mecanismul proceselor de sfărîmare, care sînt uneori hotărîtoare în eficienţa economică a întregului proces al preparării.

În literatură se găsesc o serie de lucrări, care studiază procesele de măcinare şi de flotaţie a minereurilor cu ajutorul izotopilor radioactivi, întrebuinţaţi ca atomi marcaţi [2].

În lucrarea de faţă s-au studiat vitezele de circulaţie a minereului aurifer, la o uzină de preparare din ţară, avînd ca scop să aducă o contribuţie la elucidarea proceselor de măcinare şi de flotaţie existente. Studiul s-a făcut cu ajutorul aurului radioactiv 198. Cunoaşterea vitezelor de circulaţie a granulelor de minereu aurifer, de diferite grade de fineţe, în uzina de preparare, interesează în mod deosebit, mai ales în această perioadă, cînd se studiază şi la noi în ţară funcţionarea morilor cu bile şi bare la viteze supracritice, precum şi măcinarea autogenă, pentru a mări considerabil producţia de minereu [3—4]. Pentru studiul acestei probleme, izotopii radioactivi, ca atomi marcaţi, constituie cel mai preţios instrument de cercetare, indispensabil laboratorului modern de preparare a substanţelor minerale.

În uzinele de preparare de la noi din ţară se lucrează după două scheme de măcinare; măcinarea într-o singură treaptă şi măcinarea în două trepte. Măcinarea într-o singură treaptă se realizează în mori cu bile, funcţionînd în circuit închis cu clasoare mecanice cu greble. Măcinarea în două trepte se realizează astfel: în prima treaptă funcţionează două mori, lucrînd în circuit închis cu clasoare cu greblă, iar în a doua treaptă măcinarea se efectuează într-o moară, lucrînd în circuit închis cu un clasor cu cuvă.

Schema procesului tehnologic de preparare a minereului aurifer



Partea experimentală

S-a executat în uzina de preparare a minereului aurifer de la o mină din ţară.

Marcarea fluxului tehnologic, la uzina de preparare a minereului aurifer, s-a efectuat prin introducerea în pîlnia de alimentare a morii a 3 g pulbere de aur radioactiv 198, de activitate 1,8 curie. Pulberea de aur a fost obţinută prin reducere din soluţie. S-a utilizat aur metalic sub această formă pentru ca, într-un timp scurt după introducerea în fluxul tehnologic, să se poată dispersa în masa de minereu, pe cea mai mare parte a granulelor de diferite grade de fineţe. S-a avut în vedere marea putere de dispersie a aurului sub această formă şi totodată de contaminare.

Viteza de circulaţie a minereului aurifer s-a urmărit în această uzină de preparare pe o singură linie, şi anume: moară, clasor, celule de flotare şi steril final.

Stabilirea timpilor de circulaţie s-a efectuat prin cronometrarea timpului din momentul introducerii radioizotopului în pîlnia de încărcare a morii, timp în care a şi început recoltarea probelor, după cum urmează:

La ieşirea din moară s-au recoltat probe pînă în minutul 5 şi 30 secunde, din 30 în 30 de secunde; apoi pînă în minutul 10, din minut în

minut, iar pînă în minutul 30, din 5 în 5 minute; final s-a revenit în minutul 54, la recoltarea probelor din minut în minut, pînă în minutul 55.

La refuz-clasor s-au recoltat probe pînă în minutul 7 și 30 secunde, din 30 în 30 secunde; apoi pînă în minutul 10, din minut în minut; iar pînă în minutul 40 din 10 în 10 minute; revenind în minutul 56 la recoltarea probelor din minut în minut, pînă în minutul 60. După aceea s-a continuat recoltarea probelor pînă în minutul 200, la intervale mai mari de timp.

La celula reflotatoare, celula 4, celula 6, celula 10 și steril final s-au recoltat probe din minut în minut.

Recoltarea probelor din fluxul tehnologic a fost limitată la numărul insuficient de vase de recoltare.

Concomitent cu recoltarea probelor s-a urmărit viteza de circulație a frontului radioactiv cu ajutorul aparatelor radiometrice, montate în următoarele puncte: ieșirea din moară, refuz-clasor și celule de flotare. Viteza frontului radioactiv, stabilită direct în aceste puncte, s-a confirmat la măsurarea probelor recoltate din punctele amintite mai sus, fiind aceeași.

Măsurarea probelor recoltate s-a făcut cu un numărător nuclear Tesla, prevăzut cu un contor Geiger-Müller tip VA—Z—112. Tensiunea de lucru a contorului Geiger-Müller a fost de 1 150 V, avînd un fond de 104 p/min. La toate măsurătorile s-a făcut corecția de fond. Rezultatele măsurătorilor sînt prezentate grafic.

Interpretarea rezultatelor

La recoltarea probelor, în special la celule de flotație, nu s-a prins sfîrșitul trecerii ultimilor porțiuni de minereu marcat, din lipsă de vase pentru recoltarea probelor. S-au prins în schimb, maximele în scădere, care au marcat vitezele medii de trecere, prin instalații, a celei mai mari cantități de tulbureală marcată. Majoritatea graficelor prezintă mai multe maxime și minime în timpul trecerii tulburelii prin instalații. Aceste maxime și minime se datoresc în parte faptului că tulbureala poate parcurge drumul prin moară pe diferite căi, în timpul rotirii acesteia, amestecul fiind eterogen datorită fluxului tehnologic continuu, iar pe de altă parte intervine procesul de recirculare, moară-clasor. La marcarea inițială a fluxului tehnologic, granulele de minereu mai grosiere, contaminate cu aur radioactiv, ajung în clasor, unde prin recirculare devin o sursă de contaminare a fluxului tehnologic. Ca urmare a acestui fapt, pe linia de flotație a circulat tulbureală reactivă, pînă cînd s-a epuizat minereul marcat inițial și ulterior din clasor. În refuzul clasorului s-a semnalat activitate pînă în minutul 200. Pe linia de flotație s-au recoltat probe pînă în minutul 33 din steril final.

Timpul în care s-a introdus proba marcată în fluxul tehnologic este considerat a fi timpul zero.

Din figura 1 reiese că minereul radioactiv a început să iasă din moară în minutul 1 și 30 secunde, prezentînd un maxim ridicat în minutul 3 și 30 secunde, apoi scade, prezentînd un minim în minutul 6. În acest interval de timp, majoritatea tulburelii marcate a părăsit moara, partea grosieră intrînd în clasor, iar partea de finețe înaintată se revarsă în trepte, discontinuu, în revărsarea clasorului, de unde merge la flotare. Maximul din minutul 9 ne indică trecerea prin clasor și moară a părții de tulbureală care a fost recirculată. Făcînd diferența între aceste două maxime, obținem timpul de 330 s:

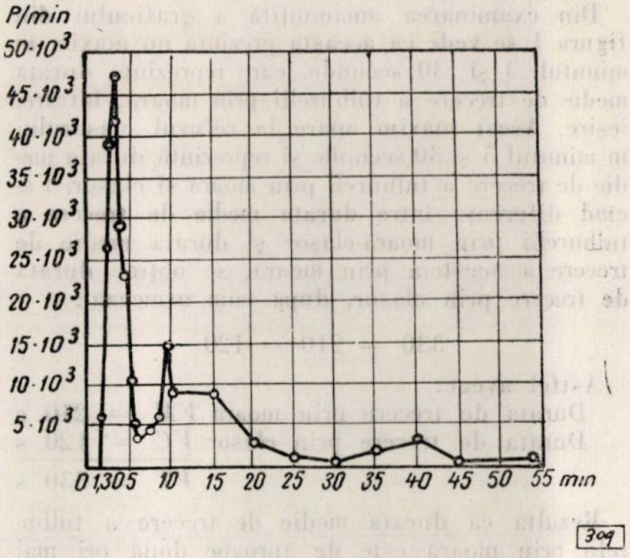


Fig. 1. Ieșirea din moară.

$$9 \times 60 - (3 \times 60 + 30) = 330.$$

Acest timp reprezintă durata medie de trecere a tulburelii prin clasor și moară.

În figura 2 observăm că frontul radioactiv al tulburelii a ajuns la refuzul clasorului în minutul 3 și 30 secunde, prezentînd un maxim în minutul 4 și unul foarte ridicat în minutul 5 și 30 secunde. Rezultă că durata medie de trecere a tul-

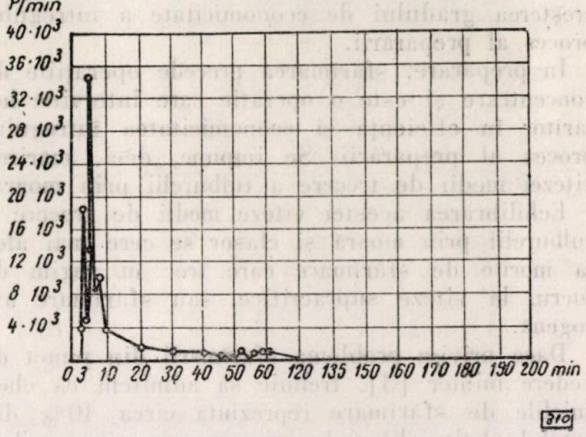


Fig. 2. Refuzul clasorului.

burelii prin moară şi clasor este de 330 s, obţinută de altfel şi la ieşirea din moară.

Analizînd graficele din figurile 1 şi 2, care redau duratele medii de trecere a tulburelii prin moară şi clasor, în circuit închis, se pot trage concluzii asupra economicităţii procesului de măcinare a minereului aurifer.

Din examinarea amănunţită a graficului din figura 1 se vede că aceasta prezintă un maxim în minutul 3 şi 30 secunde, care reprezintă durata medie de trecere a tulburelii prin moară, intrare, ieşire. Acest maxim apare la refuzul clasorului în minutul 5 şi 30 secunde şi reprezintă durata medie de trecere a tulbureli prin moară şi clasor. Făcînd diferenţa între durata medie de trecere a tulburelii prin moară-clasor şi durata medie de trecere a acesteia prin moară, se obţine durata de trecere prin clasor, după cum urmează :

$$330 - 210 = 120$$

Astfel avem :

Durata de trecere prin moară $VM = 210$ s
Durata de trecere prin clasor $VC = 120$ s
$VT = 330$ s

Rezultă că durata medie de trecere a tulburelii prin moară este de aproape două ori mai mică decît durata medie de trecere a tulburelii prin clasor.

O atenţie deosebită se acordă influenţei materialului de circulaţie asupra randamentului de măcinare [5]. Este stabilit că, cu cît cantitatea de material de circulaţie este mai mare (între anumite limite), cu atît capacitatea morii este mai mare.

Mărirea cantităţii de material de circulaţie contribuie la micşorarea consumului de bile, de bare şi de căptuşeli, deoarece în acest caz un strat mai gros de tulbureală preia lovitura bilei, protejînd căptuşeala şi bilele de uzură. Totodată se realizează un produs mai uniform, prevenind supramăcinarea minereului în moară ; se măreşte astfel productivitatea procesului de preparare şi cresc indicii tehnologici de lucru.

Se întrevede ca, printr-o mărire a vitezei de circulaţie a materialului prin moară, să se obţină o mărire considerabilă a producţiei, prin creşterea gradului de economicitate a întregului proces al preparării.

În preparare, sfărîmarea precede operaţiile de concentrare şi este o operaţie care intervine hotărîtor în eficienţa şi economicitatea întregului proces al preparării. Se impune, deci, mărirea vitezei medii de trecere a tulburelii prin moară.

Echilibrarea acestei viteze medii de trecere a tulburelii prin moară şi clasor se cere mai ales la morile de sfărîmare care trec în regim de lucru, la viteze supracritice, sau sfărîmare autogenă.

Dacă privim problema sfărîmării din punct de vedere minier [3], trebuie să admitem că cheltuielile de sfărîmare reprezintă circa 40% din totalul cheltuielilor de preparare a minereurilor.

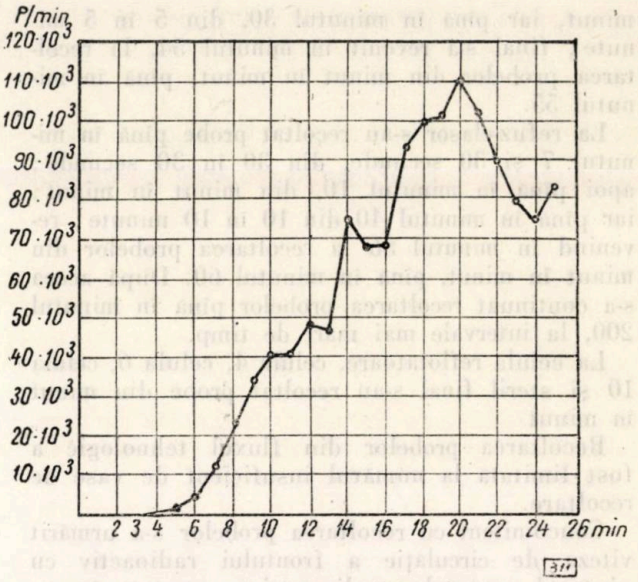


Fig. 3. Celula de reflotare.

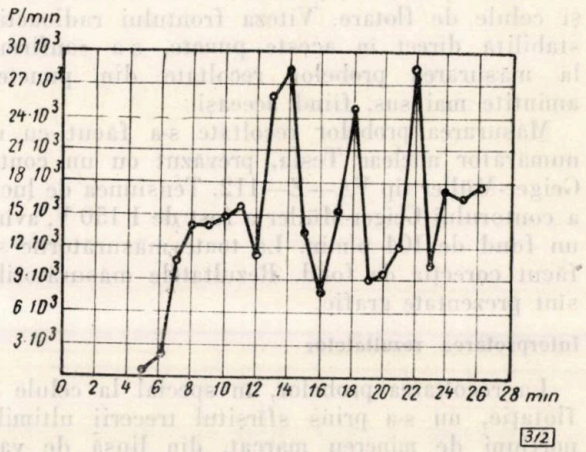


Fig. 4. Celula 4.

Această pondere economică atît de ridicată în ansamblul cheltuielilor de preparare face ca industria minieră să fie una dintre cele mai interesate în studiul problemelor actuale ale sfărîmării.

Din graficul din figura 3 se vede că frontul activităţii tulburelii apare la celula reflotatoare în minutul 3 şi creşte începînd din minutul 5, prezentînd un maxim în minutul 20, apoi scade în minutul 24, prezentînd iarăşi un maxim în minutul 25.

Examinînd viteza de circulaţie în timp a concentratului aurifer marcat din celula reflotatoare, vedem din grafic o omogenizare a acestuia, ca urmare a concentrării în procesul de flotare. Frontul activităţii de tulbureală iese din moară în minutul 1 şi 30 secunde, timp care corespunde cu revărsarea porţiunii de fineţe înaintată de tulbureală în revărsarea clasorului, în prima treaptă. De aici, acest front radioactiv al tulburelii ajunge în celula reflotatoare în minutul 3 şi creşte pe măsură ce vine din urmă tulbureală activă.

În celula de flotare 4, frontul radioactiv de tulbureală a ajuns în minutul 5 și crește prezentînd un maxim în minutul 11, urmată de o scădere ușoară în minutul 12, după care prezintă un maxim ridicat în minutul 14. Apoi un minim în minutul 16, urmat de un maxim în minutul 18. În minutul 17 prezintă iarăși un minim, urmat de un maxim în minutul 22. După aceea scade în minutul 23, prezentînd două maxime în minutul 24 și 26. Se vede că maximele sînt alternate de minime la intervale de 2 minute.

În celula 6 de flotare, frontul radioactiv de tulbureală a ajuns în minutul 6, apoi crește prezentînd maxime mai proeminente în minutele 15, 17 și 25. După forma graficului se vede că tulbureala de minereu circulă la fel ca și în celula 4.

În celula de flotare 10, frontul de tulbureală marcată ajunge în minutul 10 și crește continuu,

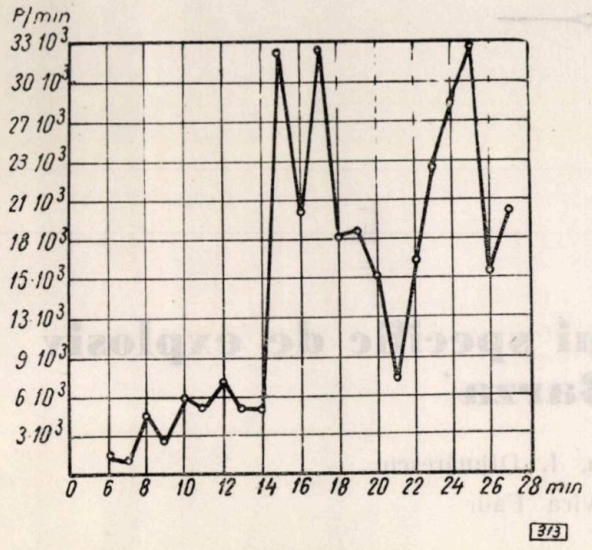


Fig. 5. Celula 6.

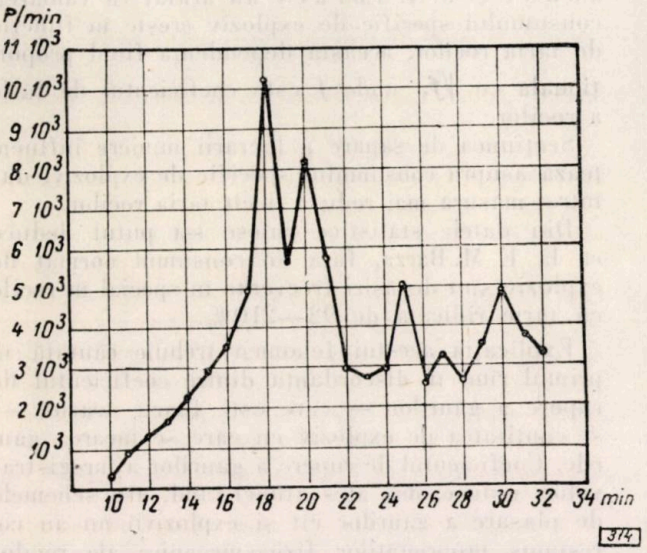


Fig. 6. Celula 10.

prezentînd un maxim în minutul 18, urmat de un minim și de maxime în minutele 20, 25, 27, 30. Circulația tulburelii în această celulă se face la fel ca și în celelalte.

În sterilul final, frontul tulburelii radioactive a ajuns în minutul 11, urcînd repede și prezentînd un maxim accentuat în minutul 15, apoi prezintă o serie de maxime și minime în scădere. Sterilul final prezintă o activitate destul de ridicată, datorită aurului radioactiv care a fost introdus în momentul marcării fluxului și care nu a flotat, fiind fixat pe anumite granule de steril, ce nu flotează. La fel se comportă și aurul din minereul de aur în procesul de flotare; o parte flotează, o parte nu. Din această cauză sterilul de la flotare este materie primă pentru uzina de cianurație.

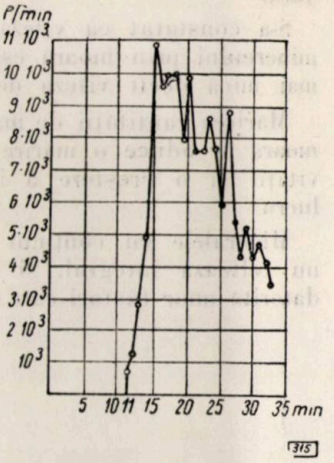


Fig. 7. Steril final.

În figura 8, pe abscisă avem timpul în minute, iar pe ordonată, reprezentate prin cifre, punctele din uzina de preparare, de unde s-au recoltat probe, precum și cele din care nu s-au recoltat probe. Cu acest grafic stabilim timpul de trecere a frontului radioactiv prin punctele de unde nu s-au recoltat probe.

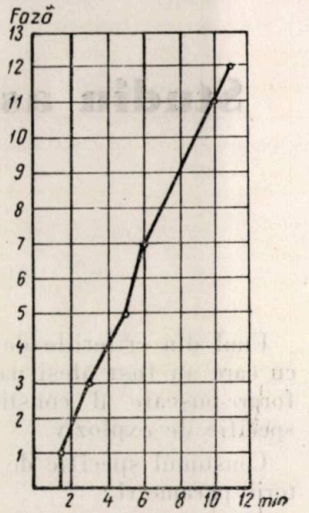


Fig. 8. Viteza frontului radioactiv pe faze: moară-clasor-linie de flotare-steril final.

Punctele de unde s-au recoltat probe și cele din care nu s-au recoltat sînt indicate prin cifre, după cum urmează:

1.	Ieșire din moară	1'30"
2.	Celula 2	2'12"
3.	Celula reflotatoare	3'
4.	Celula 3	4'
5.	Celula 4	5'
6.	Celula 5	5'30"
7.	Celula 6	6'
8.	Celula 7	7'
9.	Celula 8	8'
10.	Celula 9	9'
11.	Celula 10	10'
12.	Steril final	11'

Concluzii

S-a determinat viteza de circulație a tulburelii de minereu aurifer marcat cu aur radioactiv 198, într-o uzină de preparare de la o mină din țară.

S-a constatat că viteza medie de circulație a minereului prin moară este de aproape două ori mai mică decît viteza de circulație prin clasor.

Mărirea cantității de material de circulație prin moară ar aduce o mărire apreciabilă a productivității și o creștere a indicilor tehnologici de lucru.

Mineralele cu conținut de aur din tulbureală nu folteză integral, și o parte trece în steril datorită unor factori care urmează să fie studiați.

Bibliografie

[1] Cristovici, M. și Nistorescu, Al. *Cercetări privind introducerea hidrocicloanelor ca aparate de clasare în circuitele de măcinare din instalația de preparare de la Săsar.* În: Revista Minelor **XII**, nr. 9, 1961, p. 402—408.

[2] Ripan, R., Marcu, G. și Pascu, N. *Studia Universitatis „Babeș-Bolyai"*, tom I, 1962.

[3] Huber Panu, I. *Probleme actuale în domeniul sfărîmării și progrese realizate.* În: Revista Minelor **XIII**, nr. 2, 1962, p. 48—61.

[4] Georgescu, B și Pandelescu, C. *Stadiul actual al preparării minereurilor.* În: Revista Minelor **XII**, nr. 3, 1961, p. 125—132.

[5] Polkin, S. I. *Prepararea minereurilor.* Editura tehnică, București, 1956.

Studiu asupra consumului specific de explosiv la E. M. Barza *

N. Lețu, C. Teodorescu, I. Dijmărescu
C. Hirian și Elvira Faur

Unul din criteriile de apreciere a corectitudinii cu care au fost aleși parametrii lucrărilor de perforare-pușcare îl constituie valoarea consumului specific de exploziv.

Consumul specific de exploziv depinde de următorii parametri:

— tăria rocilor;
— secțiunea de săpare a lucrării miniere;
— lungimea și diametrul găurii.
— calitatea explozivului;
— schema de amplasare a găurilor de mină;
— calitatea burajului;
— numărul suprafețelor libere.

Între parametrii menționați există o interdependență foarte strînsă și modificarea unuia dintre ei, față de valoarea considerată optimă pentru condițiile tehnico-geologice date, duce în mod inevitabil la modificarea consumului specific de exploziv.

La timpul respectiv prof. M. M. Protodiakonov și S. I. Ibraev au arătat că valoarea consumului specific de exploziv crește în funcție de tăria rocilor, această dependență fiind proporțională cu $\sqrt{f}$, unde f este coeficientul de tărie a rocilor.

Secțiunea de săpare a lucrării miniere influențează asupra consumului specific de exploziv, dar într-o măsură mai redusă decît tăria rocilor.

Din datele statistice culese s-a putut deduce că la E. M. Barza, față de consumul normat de exploziv sînt depășiri frecvente în special în rocile cu tărie ridicată de 92—210%.

Explicația acestui fenomen trebuie căutată în primul rînd în discordanța dintre coeficientul de rupere a găurilor — care este foarte scăzut —, și cantitatea de exploziv cu care se încarcă găurile. Coeficientul de rupere a găurilor a înregistrat valori reduse, mai ales atunci cînd, atît schemele de plasare a găurilor cît și explozivii nu au corespuns proprietăților fizico-mecanice ale rocilor străbătute de lucrările miniere.

* Se supune discuției.

Alegerea celor mai adecvate scheme de plasare a găurilor la săparea lucrărilor miniere are o importanță covîrșitoare, lucru confirmat de multiplele încercări desfășurate în minele din țara noastră și străinătate. Subaprecierea acestui factor, indiferent de condițiile geologice în care se sapă lucrarea minieră, duce la rateuri, chiar dacă ceilalți parametri sînt aleși în mod judicios.

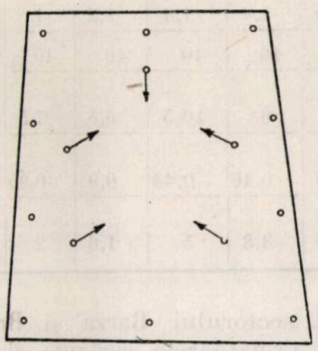


Fig. 1

La E. M. Barza în galeriile transversale cu secțiune de 3,87 m² ca și în galeriile direcționale avînd o secțiune de 5,44 m² s-au generalizat schemele convergente de amplasare a găurilor prevăzute cu un șimbure conic — suplimentat cu una sau două găuri ajutătoare (fig. 1).

Aceste scheme nu asigură o repartizare uniformă și rațională a energiei exploziei pe întreaga suprafață a frontului de lucru și utilizarea maximă a acesteia. În marea majoritate a cazurilor după fiecare pușcare în andezită, în părțile laterale inferioare ale galeriilor, rămîneau porțiuni de rocă pentru dislocarea cărora se perfora un nou lot de găuri și se consuma o nouă încărcătură de exploziv. Prin urmare în mod practic pentru 1 m de galerie frontul de lucru se perfora și se pușca în două reprize.

Această situație devine inevitabilă în special cînd în cazul șimburilor de pușcare menționați mai sus, găurile de mină aveau o lungime mai mare de 1 m. În tabela 1 se dau indicii tehnico-economici realizați la săparea unei galerii transversale în cadrul sectorului Barza la orizontul 120.

Analiza acestor indici permite să se aprecieze eficacitatea redusă a schemelor convergente cu un singur șimbure pentru rocile amintite și faptul că sporirea cantității de exploziv nu duce la o îmbunătățire corespunzătoare a coeficientului de rupere, dacă ceilalți parametri sînt aleși în mod eronat.

În lumina acestor concluzii s-a trecut la experimentarea următoarelor scheme de amplasare a găurilor:

a) scheme convergente prevăzute cu doi șimburi pană;

b) scheme cu amplasarea perpendiculară a găurilor față de front.

Schemele convergente prevăzute cu doi șimburi (fig. 2), constituite din șase găuri, asigură o repartizare mai uniformă a explozivului în front și în consecință o eficacitate sporită la dislocarea rocii din masiv, după cum se vede în figura 3.

Tabela 1

Indicii tehnico-economici obținuți cu șimburi cilindrici

Parametri	Numărul încercărilor					
	I	II	III	IV	V	VI
Numărul total de găuri	19	18	17	17	21	24
Numărul de găuri pentru șimbure	6	5	5	5	5	10
Lungimea găurilor, m	1,0	1,4	1,2	1,0	1,1	2,5
Diametrul găurilor, mm	40	40	40	40	40	40
Cantitatea și felul explozivului, kg	8	7	7,8	10	10,5	18,6
Coeficientul de rupere a găurilor	1,0	0,5	1	0,6	0,95	1
Consumul specific de exploziv, kg/m³	1,9	4,2	1,85	4	2,4	1,7

Schemele menționate au dat rezultate satisfăcătoare și cu încărcături mixte (dinamită + astra-

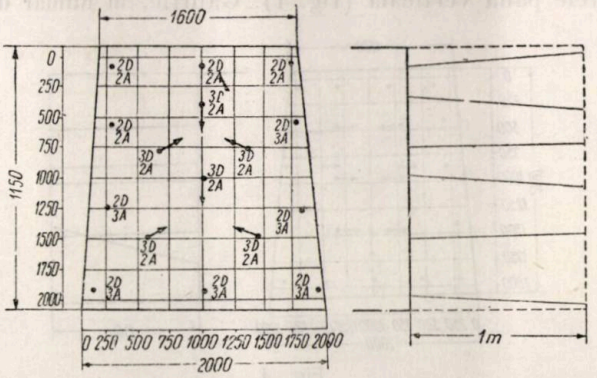


Fig. 2.

Fig. 3.

Tabela 2

Parametri	Numărul încercărilor												
	scheme cu un singur șimbure									scheme cu doi șimburi			
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	I	II	III	IV
Numărul total al găurilor	15	16	15	17	16	15	18	16	21	16	16	16	17
Numărul găurilor de șimbure	4	4	4	6	5	5	5	5	7	6	6	6	7
Lungimea găurilor, m	1	1	1,2	1,6	1,3	1,1	1,0	1,4	1,4	1,2	1	1	1,1
Diametrul găurilor, mm	40	46	40	36	36	36	—	40	40	40	40	40	40
Cantitatea și felul explozivului, kg	10	7,5	6,8	10,5	10	7,5	9	9	10,5	6,5	7,5	8	7,5
Coeficientul de rupere a găurilor	0,50	0,50	0,3	0,4	0,49	0,52	0,6	0,46	0,44	0,9	0,95	0,75	0,85
Consumul specific de exploziv, kg/m³	5	4	6,1	5,1	4,3	3,6	4,4	3,8	5	1,6	2	2,3	1,85

lită) amorsate fie cu capse milisecundă fie cu întîrziere obișnuită. În majoritatea cazurilor roca a rupt pe toată lungimea găurii, cînd valoarea acesteia nu a depășit de obicei 1,0—1,1 m, înregistrîndu-se consumuri specifice de exploziv apropiate de valoarea celor planificate (tabela 2).

În afara schemelor menționate s-a urmărit eficacitatea unor variante a șimburilor „pană verticală" cu găuri avînd lungimi mai mari.

Așa de exemplu la săparea unui canal de aeraj de la orizontul 210 al minei Musariu care a străbătut roci de categoria I—II, s-a încercat șimburele pană verticală (fig. 4). Găurile, în număr de

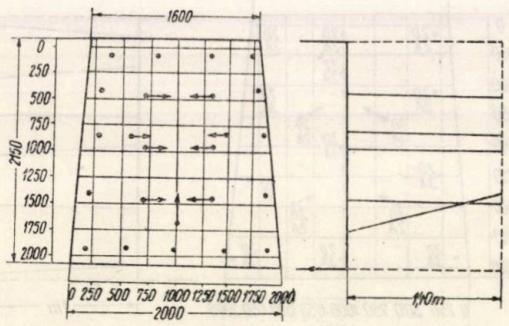


Fig. 4.

24, aveau o lungime de 1,4 m, iar încărcătura din întregul front a fost de 17,5 kg dinamita II. După pușcare au fost înregistrate pahare de 0,5—0,6 m și un consum specific de exploziv egal cu 3,2 kg/m³. Rezultate asemănătoare au fost obținute și cu ocazia altor încercări.

Aceste rezultate demonstrează că în cazul șimburilor convergenți, atunci cînd acestea se folosesc în condițiile unor roci cu o tărie foarte ridicată, nu este indicată sporirea lungimii găurilor de mină.

Atît practica mineritului din străinătate [6] cît și încercările izolate care s-au desfășurat în bazinul Brad au arătat că avansuri de 1,5—2,5 m pe ciclu pot fi realizate cu ajutorul șimburilor cilindrici.

În cadrul sectorului Barza și Brădișor s-au experimentat următoarele variante ale șimburilor cilindrici :

— șimburele spiral constituit din 5—6 găuri de mină cu diametrul obișnuit ;

— șimburele prismatic prevăzut cu o gaură neîncărcată în centru ;

— șimburele prismatic cu plasarea în trepte a găurilor de mină.

Șimburele spiral constă în forarea unei găuri de mină cu diametrul obișnuit sau a unei găuri de sondă cu diametrul de 75—300 mm, în centrul lucrării miniere, în jurul căreia se forează 4—5 găuri de mină plasate pe periferia unei spirale, la distanțe de 10—15—30—40 cm (fig. 5) și ale căror încărcături se amorsează succesiv.

În primele faze ale lucrărilor experimentale șimburele spiral a fost prevăzut cu două găuri centrale, lungimea lor oscilînd între 1,0 și 1,2 m.

Cele mai bune rezultate s-au înregistrat atunci cînd găurile de șimbure au fost amorsate cu capse milisecundă, iar cele ajutătoare și de profilare cu capse avînd trepte de întîrziere obișnuite (fig. 6). Rezultatele nesatisfăcătoare au dat variantele cu o gaură centrală obișnuită — neîncărcată cu exploziv.

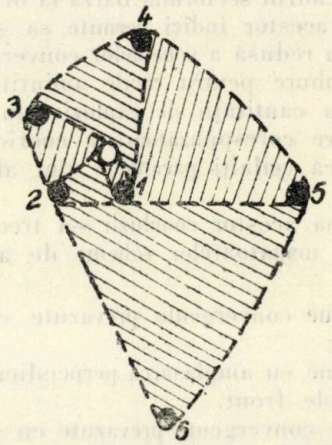


Fig. 5.

Fig. 6 *a*.

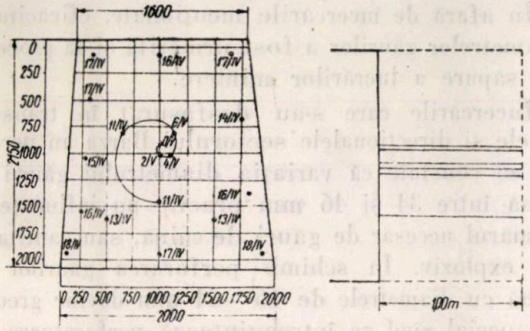


Fig. 6 *b*.

În transversala Mihely s-a experimentat varianta simburelui prismatic cu o gaură neîncărcată, aceasta avînd diametrul mărit (fig. 7).

Gaura cu diametrul de 75 mm și lungimea de 1,1 m s-a perforat într-un timp de 31 min cu perforatorul sovietic PR-24L.

Simburele propriu-zis a dislocat roca pe întreaga lungime a găurilor demonstrînd eficacitatea lui (fig. 8) prin valoarea coeficientului de rupere care a fost de 0,95 și consumul specific de 2,4 kg/m³ (tabela 2). Observațiile referitoare la efectul de rupere au stabilit că pentru găurile ajutătoare — în cadrul acestui tip de simbure — este mai rațional ca la capsele milisecundă, întîrzierea să fie cît mai mare sau să se folosească chiar capse cu întîrziere obișnuită, această modificare contribuind în mare măsură la creșterea efectului de rupere.

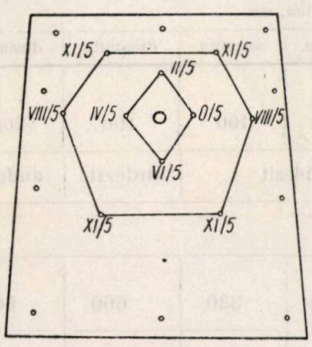


Fig. 7.

Fig. 8.

La mina Brădișor colectivul de ingineri a experimentat în andezite de categoria a II-a un simbure prismatic constituit din 10 găuri, lungimea cărora era cuprinsă între 0,5 și 2,5 m, astfel că după pușcare frontul de lucru lua aspectul unei pene (fig. 9). În perioada experimentării perforarea găurilor de mină s-a efectuat cu un perforator roto-percutant tip ALBO. În cele 24 de găuri de mină s-au încărcat 18,6 kg dinamita II rezultînd un coeficient de rupere egal cu 1 și un consum specific de 1,775 kg/cm³.

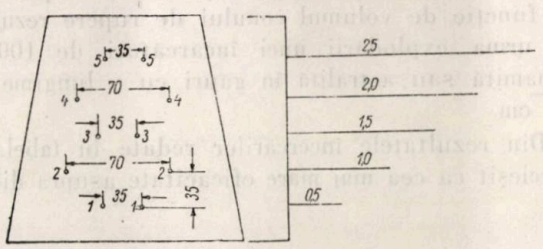


Fig. 9.

Referitor la simburii cilindrici, aceștia și-au demonstrat calitățile asupra efectului de rupere indiferent de secțiunea lucrării miniere sau de condițiile geologice. S-au dovedit însă inaccesibili lucrărilor miniere cu o dotație tehnică nesatisfăcătoare, datorită numărului mare al găurilor de simbure și al celor ajutătoare, — care trebuie perforate într-un timp minim.

În consecință, buna desfășurare a procesului tehnologic este condiționată de utilarea frontului de lucru cu minimum două perforatoare, cu un număr ridicat de lovituri pe minut, cum ar fi de

exemplu perforatoarele sovietice PR-24L în cazul lucrărilor miniere cu secțiuni reduse sau un perforator roto-percutant, pentru cazul lucrărilor miniere cu secțiuni mai mari.

Paralel cu analiza schemelor de plasare a găurilor s-a urmărit și influența pe care o are diametrul găurilor și a încărcăturilor asupra efectului de rupere și în consecință asupra consumului specific de exploziv.

Încercările s-au desfășurat în roci de categoria I, sfredelele fiind armate cu aliaje dure avînd diametrul de 36, 40, 46 și 64 mm. Perforatorul folosit a fost PR-24L.

Cronometrările au arătat că viteza de perforaj scade mult mai intens față de creșterea diametrelor sfredelelor și anume, creșterea diametrului de la 36 la 46 mm adică cu 45% a redus viteza de perforaj cu 90% (tabela 3).

Tabela 3

Indici	Diametrul sfredelului, mm				
	75	64	46	40	36
Viteza de perforare, mm/min	27	33	140	282	350
Creșterea productivității muncii la perforare	1	1,18	1,81	2,06	2,22

Influența diametrului găurii de mină și a încărcăturii asupra efectului de rupere a fost apreciată în funcție de volumul conului de rupere rezultat în urma explodării unei încărcături de 100 g dinamită sau astralită în găuri cu o lungime de 20 cm.

Din rezultatele încercărilor redate în tabela 4 a reieșit că cea mai mare eficacitate asupra dislocării rocilor au avut-o dinamitele introduse în găuri de mină cu diametrul de 40 mm și astralitele introduse în găuri de mină cu diametrul de 36 mm.

Folosirea acelorași încărcături în găuri de mină cu diametre sporite a dus la rezultate din ce în ce mai nesatisfăcătoare și în consecință la o creștere a consumului specific de exploziv.

Așa de exemplu o încărcătură de 100 g de dinamită introdusă într-o gaură de mină cu diametrul de 64 mm a dus la obținerea unui con de rupere al cărui volum a fost mai mic cu 74% decît conul de rupere realizat cu o încărcătură de 100 g astralită introdusă într-o gaură de mină cu diametrul de 36 mm.

O încărcătură de 200 g de dinamită cu diametrul de 60 mm introdusă într-o gaură de mină cu diametrul de 64 mm a dat aproape aceleași rezultate ca și o încărcătură de 100 g de dinamită bine presată într-o gaură de mină cu diametrul de 46 mm.

În afară de încercările menționate, eficacitatea diametrelor găurilor a fost urmărită și în procesul de săpare a lucrărilor miniere.

Încercările care s-au desfășurat în transversalele și direcționalele sectorului Barza au permis să se constate că variația diametrului găurii de mină între 34 și 46 mm practic nu influențează numărul necesar de găuri de mină, sau cantitatea de exploziv. În schimb perforarea găurilor de mină cu diametrele de 46—64 mm devine greoaie în special cînd se întrebuințează perforatoare tip CP-19 sau CP-23 al căror moment de rotație este aproape de patru ori mai redus decît la perforatoarele PR-24L. De asemenea pușcarea găurilor cu încărcături de exploziv avînd diametrul majorat nu poate contribui la îmbunătățirea coeficientului de rupere, dacă alegerea celorlalți parametri nu este făcută corespunzător.

Tabela 4

Indici	Diametrul găurilor, mm								
	dinamita	astralita	dinamita	astralita	dinamita	astralita	dinamita	dinamita	dinamita
Încărcătura de exploziv, g	100	100	100	100	100	100	100	200	200
Tipul și tăria rocii	andezit		andezit		andezit		andezit	andezit	andezit
	Categoria I								
Volumul inițial al găurii de mină, cm³	204	204	250	250	330	330	660	660	660
Volumul conului după explozie, cm³	9 890	3 159	13 300	1 192	5 565	—	2 648	5 943	21 000
Diametrul cartușului, mm	32	32	38	32	40	—	30	60	32

Din cercetările efectuate a rezultat și influența pe care o are calitatea explozivului asupra efectului de rupere. Această influență, așa cum s-a mai arătat, s-a putut deduce prin valoarea diferită a conurilor de rupere rezultate în urma pușcării unei încărcături de 100 grame dinamită și astralită în găurile de mină cu diametrul de 36—40 mm.

Pentru găurile de mină cu diametrul de 36 mm conul de rupere al încărcăturii de dinamită a fost cu 70% mai mare decît cel obținut cu astralită, iar pentru găurile de mină cu diametrul de 40 mm, aceste diferențe au fost cu 92% mai mari față de conul de rupere realizat cu astralita (fig. 10).

Minerii, remarcînd acest fenomen în practica lor de zi cu zi, au considerat că slaba capacitate de dislocare a astralitelor poate fi compensată prin sporirea încărcăturilor respective, de unde s-a și încetățenit cu timpul obiceiul de a solicita cantități mărite de exploziv. Creșterea consumului de exploziv nu a dus însă la o îmbunătățire a coeficientului de rupere a găurilor deoarece procesul

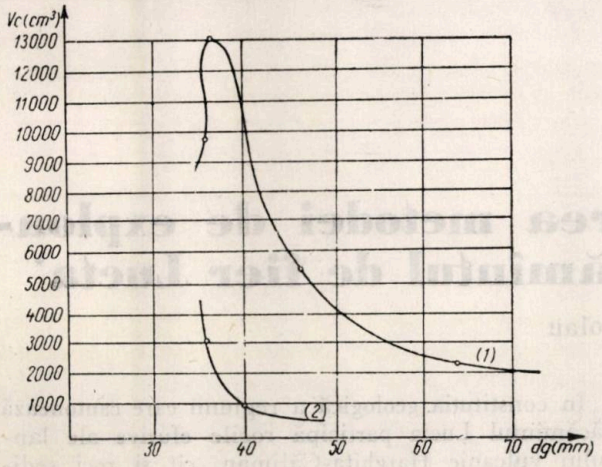


Fig. 10.

de fisurare-dislocare a rocilor a început mult mai repede față de timpul în care a avut loc transformarea întregii încărcături explozive în gaze. În consecință o mare parte din gazele de explozie expandau în atmosferă fără a efectua un lucru mecanic util.

În ceea ce privește coeficientul de echivalare între dinamite și astralite care este de 0,875 îl putem considera rațional doar pentru rocile din categoria III—IV. Pentru rocile tari și foarte tari incluse în categoria I, acest coeficient nu este adecvat datorită rezistențelor mari pe care le opun aceste roci la dislocarea lor din masiv, precum și datorită potențialului redus al astralitelor. Din cele relatate reiese de asemenea că valoarea brizanței, precum și potențialul explozivilor determinate prin probe de laborator nu poate să constituie unicul criteriu de apreciere a calităților tehnice de care dispun explozivii, întrucît condițiile de laborator în care au fost determinate aceste proprietăți diferă radical de condițiile miniere unde au loc dislocarea și sfărîmarea rocilor.

Așa de exemplu după proba Trauzl, astralita provoacă o deformare a cilindrului de plumb de 370 cm³, iar dinamita II de 410 cm³, rezultînd deci o diferență de 10%. Experiențele desfășurate de E. M. Barza au arătat că practic aceste diferențe sînt de 7—9 ori mai mari.

În consecință pentru condițiile rocilor tari în afară de alegerea rațională a parametrilor de perforare-pușcare o mare atenție trebuie acordată alegerii celui mai corespunzător exploziv. În acest sens se pare că în condițiile andezitelor de Barza, astralitele nu pot fi recomandate.

Din analiza valorii conurilor de rupere și a rezultatelor experimentării găurilor de mină cu diferite diametre în procesul de săpare a lucrărilor miniere, se poate deduce că modificarea în mod izolat a diametrului găurilor de mină și a încărcăturilor, fără o raționalizare și a celorlalți parametri, nu poate contribui la creșterea efectului de rupere a explozivilor.

Mărirea diametrelor găurilor de mină pentru E. M. Barza nu este justificată din punct de vedere tehnico-economic, datorită reducerii vitezei de perforare, a efectului scăzut de rupere a găurilor și a creșterii consumului de exploziv.

În condițiile găurilor de mină cu diametre mari o eficacitate asupra randamentelor de rupere devine vizibilă numai prin dublarea consumului de exploziv.

Concluzii

Eficacitatea lucrărilor de perforare-pușcare reprezintă una dintre condițiile fundamentale care determină ritmul de săpare a lucrărilor miniere.

Eficacitatea lucrărilor de perforare-pușcare depinde în mare măsură de corectitudinea cu care s-a determinat întregul complex de parametri: număr de găuri, scheme de amplasare a găurilor, diametrul și lungimea găurilor, încărcătura de exploziv, treptele de întîrziere și ordinea de pușcare a găurilor. Parametrii enumerați trebuie aleși în funcție de proprietățile fizico-mecanice ale rocilor.

Schemele de amplasare a găurilor de mină cu un singur sîmbure tip pană sau con nu sînt adecvate andezitelor de Barza.

Schemele de amplasare a găurilor de mină cu doi sîmburi dau rezultate tehnico-economice superioare schemelor cu un sîmbure-con sau pană sau schemelor cu sîmburi cilindrici atunci cînd lungimea de gaură nu depăşeşte 1,0—1,2 m. Sîmburii cilindrici dau rezultate economice satisfăcătoare la valori ale lungimilor de gaură cuprinse între 1,3 şi 2,5 m.

Perforarea găurilor de mină cu diametre mai mari de 40 mm pentru E. M. Barza contribuie la creşterea consumului de exploziv, a timpului de perforare şi reducerea productivităţii muncii. Productivitatea muncii scade cu atît mai intens cu cît creşte tăria rocii.

Pentru dislocarea rocilor andezitice sînt necesari explozivi cu potenţial şi brizanţă foarte ridicată. Este cunoscut faptul că în U.R.S.S. se folosesc explozivi pe bază de azotat de amoniu, în roci cu tăria ridicată, dar potenţialul lor este de 440 cm^3, iar brizanţa de 21,5 mm (amonitele de stîncă nr. 2 JV).

Bibliografie

[1] Sitnikov, I. F. *Oportunitatea extinderii găurilor cu diametre mici şi explozivi puternici.* Buletinul lucrărilor de perforare-puşcare, Ugletehizdat, 1959.

[2] Ibraev, S. I. *Determinarea consumului specific de exploziv şi a numărului de găuri la săparea lucrărilor miniere.* Lucrările Academiei R. S. Kazahă, vol. 5, 1960. Editura Academiei de Ştiinţe R. S. Kazahă, Alma-Ata, 1960.

[3] Baron, L. I. *Criteriile de apreciere a explozivilor minieri folosiţi la săparea lucrărilor miniere.* Probleme miniere, Academia de Mine a U.R.S.S., Ugletehizdat, 1958.

[4] Veliki, N. V. şi Novikov, N. V. *Experienţa lucrărilor de perforare cu diametre mari.* Şahtnoe Stroitelstvo, nr. 1, 1962.

[5] Botko, A. V., Borţev, L. I. şi Mahanov, V. M., *Despre oportunitatea aplicării găurilor cu diametre mari.* Gornîi jurnal, nr. 12, 1955.

[6] Iroslav, Klima. *Metodele de sporire a avansării frontului de lucru pe ciclu la săparea galeriilor în minele din Iakimov.* Rudi, nr. 14, 1962.

Experimentarea şi extinderea metodei de exploatare cu front lung la zăcămîntul de fier Lueta*

Ing. M. Nicolau

Directivele Congresului al III-lea al P.M.R. au trasat sarcini sporite industriei miniere, prevăzîndu-se pentru minereurile de fier creşterea producţiei de 2,8 ori în anul 1965 faţă de anul 1960.

Pentru realizarea acestui obiectiv, s-a luat în considerare şi zăcămîntul de fier Lueta, care, în urma lucrărilor intense de explorări executate în perioada anilor 1959—1962 de către T.P.E.M., şi-a mărit substanţial volumul rezervelor.

Pe baza caracteristicilor zăcămîntului şi a studiilor făcute, s-a ajuns la concluzia că la acest zăcămînt se poate aplica metoda de exploatare cu front lung şi transport cu screpere, care să înlocuiască metoda de exploatare în fîşii direcţionale cu rambleiere.

În acest sens, în anul 1962 ICEMIN în colaborare cu T.M. Mureş a experimentat în două panouri metoda respectivă.

* Se supune discuţiei.

În constituţia geologică a regiunii care cantonează zăcămîntul Lueta participă rocile efuzive ale lanţului vulcanic Harghita-Căliman, cît şi roci sedimentare de vîrstă mezozoică şi neozoică.

Aceste formaţiuni au fost denumite sedimentar de fundament pentru a fi deosebite de intercalaţiile de sedimentar (tufite, gresii, argile şi conglomerate) care apar în complexul piroclastic. Pe acest sedimentar de fundament cantonează zăcămîntul Lueta.

Coperişul zăcămîntului este constituit, de cele mai multe ori, din aglomerate tufogene în care proporţia de material detritic — elemente rulante şi plante incarbonizate — atinge proporţii de circa 60%. Alte ori însă, în coperiş apar succesiuni de aglomerate andezitice cu elemente sedimentare şi aglomerate andezitice tufogene. Pînzele de andezit se situează spre suprafaţă.

În general, grosimea coperişului variază de la circa 70 la circa 400 m, predominînd, în special în zona N, adîncimea de 180—250 m.

Culcușul zăcămîntului este alcătuit din roci sedimentare tipice de tipul gresiilor sau microconglomeratelor.

Mineralizația de la contact explorată și exploatabilă se prezintă sub formă de siderită, care s-a depus prin substituire în gresiile calcaroase, marne, conglomerate calcaroase și foarte rar umplînd porii rocilor și golurile dintre bucățile de roci.

Date fiind caracteristicile zăcămîntului, se apreciază că el poate fi exploatat în următoarele condiții:

— grosimea minimă 0,50 m;
— conținutul mediu 20% Fe.

În ceea ce privește grosimile medii calculate pe blocurile de rezerve, acestea se încadrează între 0,83 și 2,25 m predominînd în jurul a 2 m.

Înclinarea stratului, care în prezent este predominantă de 18—25°, tinde pentru restul suprafeței lui la înclinări mult mai mici.

Depunerea masei miniere pe întinsul perimetrului nu este uniformă din punct de vedere cantitativ și calitativ. În acest mod, blocurile exploatabile sînt limitate la dimensiuni, în general, de lungimi (pe direcție) de 60—200 m și lățimi (pe înclinare) de 30—80 m, deci la nivelul unor panouri mijlocii de exploatare.

Între aceste zone exploatabile se intercalează zone neexploatabile, care rămîn ca pilieri de rezistență față de golurile create de exploatare, pînă la dirijarea completă a coperișului în timp.

Rocile din culcușul zăcămîntului nu declanșează presiune și permite asecarea ușoară a apelor.

Rocile din coperiș sînt relativ greu surpabile la coperișul direct și mai greu surpabile la coperișul principal, dar se ameliorează în această privință înspre nord datorită prezenței mai frecvente a intercalațiilor sedimentare și a umidității mai accentuate.

Față de cele de mai sus s-a apreciat că zăcămîntul Lueta prezintă elemente tehnico-geologice care pledează pentru experimentarea metodei de exploatare cu front lung.

Lucrările de experimentare executate

Metoda de exploatare experimentală a fost aceea cu front lung pe înclinare și avansare direcțională.

Pe durata executării experimentărilor s-au conturat diferite etape de încercări, impuse în principal de condițiile tehnico-geologice de zăcămînt și în secundar de unele adaptări organizatorice generale, care au stingherit linia de cercetare.

Greutățile tehnico-geologice au fost:

— gradul mai ridicat de stabilitate a coperișului;
— falierea multiplă a zăcămîntului;
— existența golurilor în exploatări vechi, alăturate panourilor experimentale;
— procentul în conținut de bulgări al masei miniere utile, uneori redus, nu convenea exploatării la gradul posibilităților de valorificare azi a minereului mărunt.

În afară de acestea au fost și greutăți organizatorice inerente unor experimentări.

Cercetările s-au efectuat în două panouri experimentale, în care lucrările s-au desfășurat pe etape, în raport cu rezultatele care apăreau pe parcurs.

În cele ce urmează, se arată mersul operațiilor pe fazele de lucru experimentate în abataje.

Operația de perforare-explodare s-a aplicat inițial la întreg frontul de abataj lung de 60 m și cu o schemă îndesită în scopul obținerii unei granulometrii cît mai mici și deci cît mai favorabile utilajului de transport propus în abataj — transportul cu screper.

Organizarea ciclică de ansamblu a operațiilor din abataj nu s-a putut însă armoniza și s-a trecut la pușcarea frontului lung pe două porțiuni începînd cu aceea din aval, realizînd astfel o utilizare mai bună a timpului de muncă.

În continuare s-au făcut încercări succesive de verificare a numărului de găuri, adîncimea de perforare, cantitatea de explozive și burajul, ajungîndu-se astfel a se definitiva actul de pușcare corespunzător zăcămîntului și fluxului tehnologic al abatajului și întreprinderii, care este redat în figura 1.

Pentru operațiile de perforare s-au folosit: perforatoare CP 19 și CP 23 cu perforare uscată, sfredele de oțel cu diametrul de 22 cu tăișuri cu

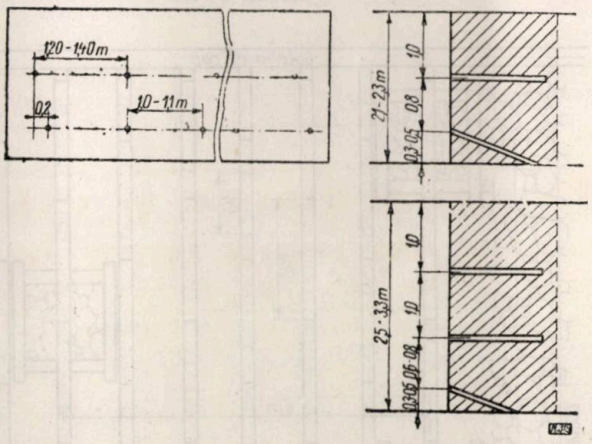


Fig. 1. Act de pușcare experimentat.

diametrul de 40 mm în cruce, nearmate, viteza de perforare medie fiind de 12 și 10 cm/min. Ca exploziv s-a folosit 50% astralită și 50% dinamită, iar amorsarea s-a făcut cu capse electrice.

Operația de încărcare-transport a minereului în abataj s-a experimentat cu ajutorul instalației de screper de 7,5 kW tip UNIO la o capacitate de transport, pe distanța medie de 30 m, de 15 t/h.

Troliul de screper s-a montat inițial pe un postament de stejar fixat în nișe construite în minereu pe prelungirea frontului în aval de galeria de bază și care se mută tot la două fîșii.

Ulterior, s-a trecut la construirea nișelor pe galeria de bază în peretele opus frontului, astfel încît o montare să deservească încărcarea-transportul pentru 10—12 fîșii.

Rola de întoarcere s-a montat la galeria de cap a panoului și se mută la fiecare fîșie. La galeria de bază s-a montat o rolă de conducere a cablului pentru realizarea devierii respective.

Minereul se antrena pe frontal, tot pe grosimea masei tăiate, de sus în jos, astfel încît cutia screperului să tragă tot minereul jos mergînd continuu pe o pătură de minereu de pe vatră — pătură care se evacua și ea la urmă. În acest mod se evita diluția minereului.

Încărcarea-transportul minereului cu instalația de screper s-a dovedit în cazul de față corespunzătoare și economică.

Astfel, cu un efectiv de cinci oameni, durata de încărcare-transport a unui vagonet de 1 m³ a fost de circa 8 minute din care 3 minute reprezintă încărcarea propriu-zisă și circa 5 minute manevrele. nevrele.

Susținerea și dirijarea presiunilor în abataj

Operația din ciclu care a pus probleme și a produs greutăți în experimentare, a fost dirijarea coperișului.

Din datele geologice, cît și din observațiile făcute în vechile abataje și în cele experimentale, se observă că un prim coperiș de 1—3 m se surpă relativ ușor, dar că restul coperișului nu cedează o dată ci, din el, din timp în timp, se desprind prin destratificare și dezagregare părți limitate.

De asemenea s-a observat că la o susținere a coperișului cu cadre și stive de lemn și cu dirijare prin tasare lină, valul de presiune se manifesta după 10—15 m surpîndu-se coperișul pînă în frontul de lucru.

Presiunile care se observă în abataje, pînă la surpare sînt :

a) grinzile se strivesc între coperiș și stîlpi, pînă la 6—10 cm, la o distanță de 10—15 m în urma frontului de lucru și după trecerea unui timp de pînă la 60 zile ;

b) stîlpii cadrelor de susținere se înfig în vatră pînă la 10 cm, în cazurile arătate la punctul *a*.

Surpări secundare se produc din timp în timp în spațiul exploatat, fără însă a influența asupra frontului de lucru. Nu s-a putut constata amploarea în grosime a acestor surpări și suprafața pe care s-au produs.

Experimentarea s-a început prin susținerea abatajului conform monografiei de susținere (fig. 2). Inițial, neexistînd date concrete asupra manifestărilor presiunilor în cazul zăcămîntului de față și a metodei de exploatare cu front lung, s-a apreciat ca susținerea frontului să se facă cu cadre de lemn așezate paralel cu frontul, la care tavanul să se bandajeze cu margini de brad.

Pentru dirijarea coperișului s-a prevăzut montarea de stive de lemn care rămîneau în abataj și s-a apreciat că vor prelua tasarea lină a coperișului pînă la surparea lui totală din aproape în aproape.

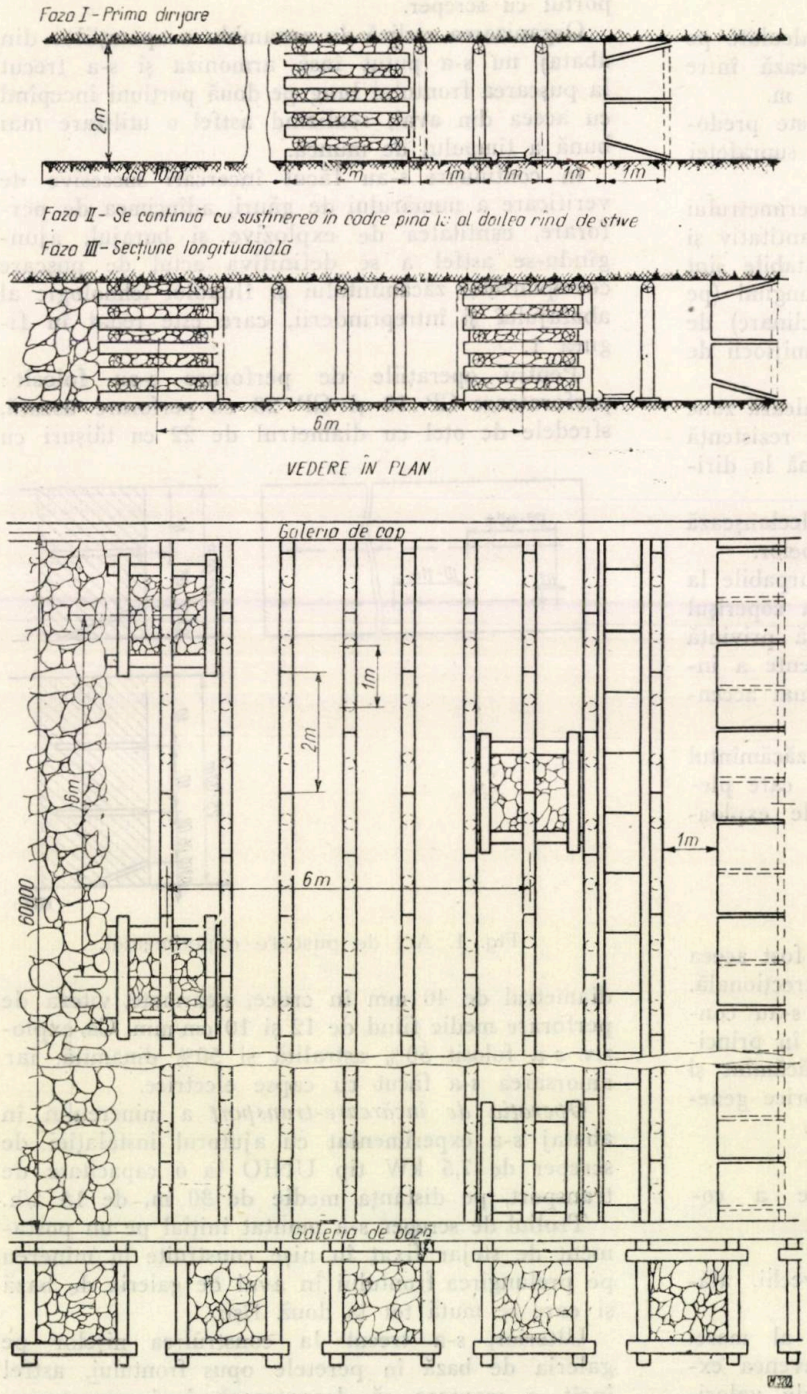


Fig. 2. Monografie de susținere.

Observîndu-se că coperişul nu cedează şi că prin exploatare se creează goluri prea mari în urmă, s-a apreciat că linia de cercetare pentru susţinere-dirijare a coperişului în cazul de faţă să se orienteze spre surparea forţată a coperişului.

În acest sens s-a întocmit şi s-a experimentat monografia de susţinere pentru surparea coperişului între rîndurile de stive, în variantele fără răpirea acestora şi cu răpirea şi refolosirea lor (fig. 3).

Pentru dirijarea forţată a coperişului, găurile de dirijare din coperiş s-au executat conform figurii menţionate. Stîlpii cadrelor s-au perforat sub mijlocul lor, iar stivele s-au explodat la două colţuri. Încărcarea găurilor cu astralită s-a făcut pe circa $^1/_2$ din adîncimea lor, iar iniţierea exploziei s-a făcut cu capse electrice cu întîrzieri de 0,5 s. Succesiunea explodării a fost : stîlpii de lemn şi stivele cu prima treaptă, rîndul de găuri dinspre surpătură cu treapta a doua şi rîndurile următoare în continuare. Dirijarea coperişului s-a executat deodată pe suprafeţe de 2—4 m în lăţime şi direcţia de exploatare şi pe tot frontul o dată.

Ruperea coperişului s-a constatat bună şi materialul tăiat astupa 99% pe distanţa frontului accesul la surpătură.

După dirijările efectuate nu s-au produs alte manifestări de presiune.

După culegerea observaţiilor din experimentarea anterioară s-a apreciat că trebuie să se încerce răpirea stivelor înainte de dirijarea coperişului, să se facă montarea lor înainte pentru a preveni eventuala propagare a surpării spre front şi dirijarea să se facă ciclic pe fîşii, în pas cu avansarea frontului.

Stivele s-au răpit cu toată uşurinţa ; nu erau presate şi tavanul nu a prezentat copturi.

Stivele deci, montate de circa 15—20 zile, nu erau încă sub sarcină.

Dirijarea fîşiilor experimentate s-a produs cu rezultate foarte bune :

— ruperea nu s-a propagat peste rîndul de cadre, surpîndu-se numai tavanul fîşiei dorite ;

— golul respectiv a fost umplut astfel încît nu a existat nici un punct prin care să se poată vedea în spaţiul surpat din urmă ;

— jur-împrejur nu s-au observat consecinţe ale acestei dirijări.

Comportările coperişului la dirijare şi urmărirea precizării densităţii susţinerii cu cadre confirmă faptul că :

— metoda de exploatare cere viteză de avansare a frontului

— dirijarea trebuie executată ciclic şi imediat în urma frontului ;

— densitatea de susţinere poate ajunge pînă la 2 m² coperiş/stîlp.

Date economice obţinute

Orientîndu-ne după ultimul panou experimental, indicii tehnico-economici principali obţinuţi la metoda de exploatare cu front lung, în comparaţie cu cei realizaţi de exploatarea cu vechea metodă sînt :

— productivitatea muncii în abataj (pentru 60% bulgări) 5,250 t bulgări/post faţă de 1,500 t bulgări/post ;

— costurile directe în abataj 25,10 lei/t bulgări faţă de 39,63 lei/t bulgări.

Din comparaţia cifrelor de mai sus se observă că productivitatea muncii poate creşte cu circa 300%, iar costurile directe să scadă cu circa 40%.

Concluzii

Din prezentarea cercetărilor executate în zăcămîntul Lueta, privind aplicarea metodei de exploatare cu front lung, se pot trage următoarele concluzii :

1. Caracteristicile stratului de minereu sînt favorabile pentru adoptarea metodei de exploatare cu front lung pentru grosimi de zăcămînt de 0,5—3 m şi accidentale pînă la maximum 3,50—4 m.

2. Caracteristicile rocilor din coperiş, cu toate că relativ greu surpabile, permit totuşi o dirijare prin surpare.

3. Presiunile care se exercită în abataj sînt relativ reduse şi cresc cu adîncimea zonei exploatate şi susţinute.

După dirijările executate, nu se mai resimt manifestări deosebite ale presiunilor secundare, terţiare etc.

Se apreciază că susţinerea prin stive este doar preventivă în etapa actuală şi că susţinerea cu cadre, care trebuie să preia presiunile coperişului direct, poate fi rărită pînă la o densitate de 2 m² de coperiş pe stîlp.

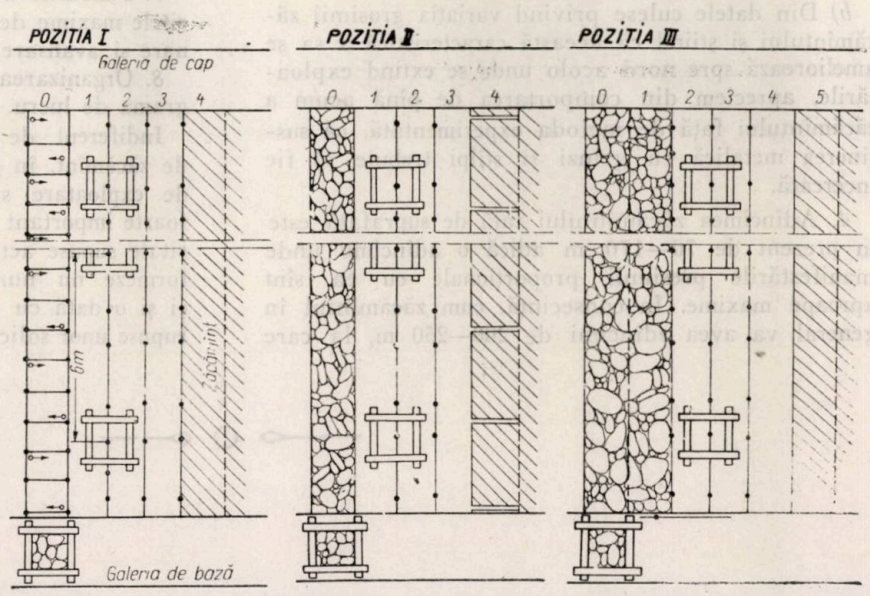


Fig. 3. Monografie de susţinere în lemn.

A- Date tehnico-economice

Nr crt	Specificația	U/M	Cant
1	Abataj front lung	m	30
2	Grosimea zăcămîntului	m	2
3	Caracteristici specifice metodei	transport-screper, susținere-lemn, dirijare-surpare forțată	
4	Productivitatea zăcămîntului	t/m²	5,800
5	Saltul	m	1
6	Producția pe salt	t/m	175
7	Durata ciclului	h	32
8	Producția zilnică	t	131
9	Efectiv zilnic	p	15
10	Productivitatea muncii	t/p	8,75

B-Ciclograma

Operațiunile	Efectivul	Durata h	Schimbul I	Schimbul II	Schimbul III	Schimbul IV
			1 2 3 4 5 6 7 8	1 2 3 4 5 6 7 8	1 2 3 4 5 6 7 8	1 2 3 4 5 6 7 8
Perforare	4	4				
Explodare	3	2,40				
Aerisire	5	0,20				
Incărcare-transp	5	13				
Susținere	4+3	8+4				
Dirijare	2+3	4+4				

C-Organogramă

Nr crt	Funcția	Număr de muncitori Sch I	Sch II	Sch III	Sch IV	Total	Schimbul I	II	III	IV	Obs.
1	Miner	2	2	2	2	8					Normați
2	Ajutor-miner	2	2	2	2	8					Normați
3	Vagonetar	1	1	1	1	4					Normați
4	Artificier	1	–	–	1	2					Regie
5	Mecanic electrician	1	–	–	–	1					Regie
	Total	7	5	5	6	23					

Fig. 4. Planograma de lucru.

S-a constatat, de asemenea, că se pot răpi stive înainte de dirijarea forțată a coperișului.

În ceea ce privește susținerea — dirijarea presiunii, mai facem încă următoarele aprecieri:

a) După o durată de timp mai îndelungată de confirmare a monografiilor propuse, adică aceea cu abandonarea stivelor și aceea cu răpirea și remontarea lor, se poate trece la experimentarea monografiei de susținere fără folosirea stivelor și aceasta în directă legătură cu o rezistență mai corespunzătoare a coperișului și pentru înălțimi mai mici de 2,50 m ale zăcămîntului.

b) Din datele culese privind variația grosimii zăcămîntului și știind că această caracteristică a sa se ameliorează spre nord acolo unde se extind exploatările, apreciem din comportarea de pînă acum a zăcămîntului față de metoda experimentată, că susținerea metalică cu grinzi și stîlpi trebuie să fie încercată.

4. Adîncimea zăcămîntului față de suprafață este în prezent de 70—170 m adică o adîncime unde manifestările presiunii proporționale cu ea sînt aproape maxime. În consecință, cum zăcămîntul în general va avea adîncimi de 200—250 m, la care presiunile nu mai cresc deosebit, înseamnă că tehnologia de lucru experimentată și care se va mai preciza prin observații și adaptări pe parcurs, poate fi folosită și generalizată pe zăcămînt.

5. Frontul de lucru să fie astfel condus încît între direcția lui și cea a faliei (cînd este) să fie minimum 20°.

6. Zăcămîntul Lueta se află în întregime sub nivelul hidrostatic, ceea ce aduce multă apă în lucrările miniere. Se recomandă ca lucrările miniere de deschidere să premeargă cu mult exploatării panourilor, pentru a se produce o asecare a zăcămîntului.

7. Panourile de exploatare se vor pregăti la gabaritele maxime de 100 × 40 m cu front lung pe înclinare și avansare pe direcție.

8. Organizarea lucrului să se orienteze după planograma de lucru.

Indiferent de adaptarea ciclicității la condițiile de zăcămînt, în general, se va ține seamă ca viteza de exploatare să se desfășoare mai repede. Este foarte important de știut că comportarea rocilor solicitate supuse activității timpului, continuă să se deformeze nu numai în urma creșterii presiunilor, ci și o dată cu scurgerea timpului, atunci cînd sînt supuse unor solicitări constante.

Funcţionarea morilor cu bile la viteze de rotaţii variabile*

Ing. Elvira Jude

Este cunoscut faptul că în morile cu bile, în funcţie de numărul de ture al morii, se disting trei faze de lucru [1].

— Prima fază, corespunzătoare vitezelor mici de rotaţie. În acest caz întreaga masă de bile se roteşte în jurul unui unghi. Bilele fără întrerupere se ridică pe traectorii circulare concentrice pînă la un anumit punct după care, în strate paralele, se rostogolesc în jos (fig. 1, *a*).

Măcinarea în acest caz se produce prin strivire şi roadere.

— A doua fază de lucru, denumită şi regim de lucru în cascadă, corespunde vitezelor mai mari, care permit bilelor să se ridice pe traectorii circulare în sensul rotaţiei morii, pînă la anumite puncte, de unde în continuare se mişcă pe traectorii parabolice (fig. 1, *b*).

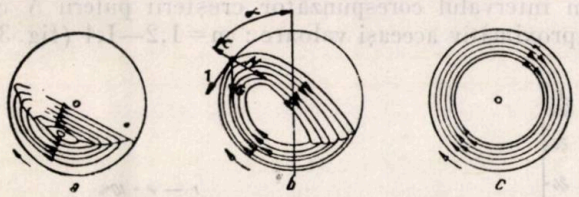


Fig. 1. Schema mişcării bilelor la diferite viteze de rotire a morii.

Trecerea unei bile pe traectoria parabolică este rezultatul acţiunii forţei centrifugale C şi a forţei componente N, punctul de trecere fiind determinat de valoarea unghiului α (fig. 1, *b*).

În funcţie de mărimea unghiului α se poate calcula numărul de ture n, necesar pentru trecerea bilei de la traectoria circulară pe traectoria parabolică :

$$n = \frac{\sqrt{g}.30}{\sqrt{R}}\sqrt{\cos\alpha}\ \text{t/min} \qquad (1)$$

unde R reprezintă raza morii.

Măcinarea în acest caz se produce în cea mai mare parte prin lovire, sub acţiunea bilelor care cad şi în mai mică măsură prin roadere.

— Faza a treia corespunde centrifugării întregii încărcături de bile (fig. 1, *c*). Pe măsura creşterii vitezei de rotaţie, valoarea forţei centrifuge $C = \frac{mr^2}{R}$ creşte, iar valoarea unghiului α scade pînă la zero, în care caz bila va rămîne centrifugată. Viteza de rotaţie a morii corespunzătoare acestui caz este denumită viteză critică şi va fi egală :

$$nc = \frac{\sqrt{g}.30}{\sqrt{R}} = \frac{42{,}3}{\sqrt{D}}. \qquad (2)$$

Mărind viteza de rotaţie a morii se ajunge la un moment dat cînd toată masa de bile va fi centrifugată, şi nu se va mai produce măcinare. Practic cele mai multe mori funcţionează cu 70—80% din valoarea vitezei critice. Viteza optimă de lucru a morilor a constituit subiectul multor discuţii şi cercetări.

I. S. Lur, pe baza unui calcul, ajunge la concluzia că lucrul maxim executat de bilă corespunde unui unghi $\alpha = 55°$ ceea ce corespunde la 76% (viteza critică).

Z. V. Kantorovici, pentru mori cu diametrul D mai mare de 1,7 m, dă următoarea formulă de calcul :

$$nc = \frac{32}{\sqrt{D}}\ \text{t/min}.$$

M. I. Sapojnikv şi M. A. Bulavin recomandă, în funcţie de mărimea dimensiunilor morii, formulele :

$$nc = \frac{32}{\sqrt{D}}\ ;\quad nc = \frac{35}{\sqrt{D}}\ ;\quad nc = \frac{40}{\sqrt{D}}.$$

C. A. Razumov susţine părerea lui Taggart, care recomandă pentru o încărcătură de bile $\varphi = 50\%$ din volumul morii, o viteză de rotaţie de 80% din viteza critică.

L. B. Levenson arată că la încărcături mici de bile circa 20—30% alunecarea bilelor se măreşte. Pe baza unor calcule ajunge la formula :

$$nc = \frac{42{,}4}{\sqrt{D}.\sin B},$$

unde B reprezintă unghiul de frecare. Practic valoarea unghiului se determină greu.

S. E. Andreev ajunge la concluzia că numărul optim de turaţii trebuie determinat în funcţie de energia cinetică maximă a întregii încărcături de bile. În funcţie de încărcătura de bile ,

* Partea experimentală din lucrarea de disertaţie executată la catedra de preparare de la Institutul de mine din Leningrad

viteza de rotație Ψ și coeficientul de frecare între bile și căptușeală, moara va lucra cu regim în cascadă, sau cel arătat în figura 1, a.

N. S. Cernov și M. Fomianov recomandă 3/4 sau 4/3 din viteza critică rezultată din calcul.

B. N. Dubrovin arată că prin mărirea vitezei cu 16—19 ture pe minut, productivitatea crește cu 13—14%.

Taggart arată că la o moară $D = 2\,440$ mm, care lucrează cu 22—25 t/min prin micșorarea vitezei de rotație la 15—16 t/min, puterea consumată a scăzut cu 25—30%, uzura bilelor și căptușelii la fel a scăzut, iar productivitatea a rămas neschimbată.

Taggart arată că la o moară $D = 2\,440$ mm, $\frac{42{,}3}{\sqrt{D}}$ t/min nu oglindește momentul de centrifugare a bilelor pentru toate cazurile.

Din experiențele executate în mori cu căptușeală netedă rezultă că viteza la care încep să fie centrifugate bilele este cu atît mai mare cu cît mai mică va fi încărcătura de bile și coeficientul de frecare. Centrifugarea bilelor se produce la viteze ce depășesc cea critică atunci cînd moara are căptușeală netedă, lucrează cu încărcătură redusă de bile, și cu tulbureală diluată.

În acest caz, la turații supracritice între căptușeala morii și stratul periferic de bile se formează o zonă de măcinare activă, prin alunecarea bilelor pe căptușeală.

Puterea consumată crește cu viteza de rotație, ajunge la o valoare maximă, după care scade.

Puterea consumată atinge valori mai mari pentru încărcături reduse de bile și deci la fel și productivitatea.

Față de acestea se pun următoarele întrebări:

— productivitatea morii, avînd în vedere faptul că măcinarea se produce numai pe suprafața căptușelii, va fi mai mare decît în cazul cînd moara lucrează cu regim în cascadă?;

— la morile cu căptușeală ondulată, funcționînd cu tulbureală în raportul $L : S = 1 : 3$, care va fi raportul dintre puterea absorbită N, încărcătura de bile φ și viteza de rotație Ψ (% din viteza critică)?

Incercări executate într-o moară cu căptușeală ondulată

Încercările de laborator executate într-o moară cu bile (300 × 200 mm) cu căptușeală ondulată, au arătat următoarele:

În cazul cînd moara funcționează fără minereu, raportul dintre puterea absorbită N și turație (fig. 2) arată că la o încărcătură de bile φ reprezentînd 50% din volumul morii, centrifugarea bilelor începe la 90% din viteza critică, pe cînd pentru o încărcătură de 10% centrifugarea bilelor începe la 120% din viteza critică. Pe măsura scăderii încărcăturii de bile φ valoarea maximă a puterii consumate N corespunde unei viteze din ce în ce mai mari. La încărcături de bile reprezentînd 50, 40, 30% din volumul morii, consumul de putere N crește relativ repede în perioada cît moara lucrează cu viteze mici.

De asemenea și în perioada cînd lucrează cu regim în cascadă centrifugarea bilelor, respectiv scăderea puterii absorbite, se produce mult mai

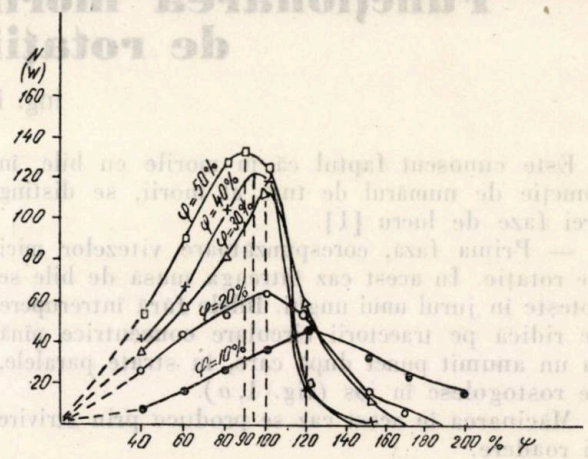


Fig. 2. Variația puterii N în funcție de încărcătura de bile φ și viteza Ψ (moară cu bile).

repede decît pentru încărcături reprezentînd 10 sau 20% din volumul morii.

Tangentele unghiurilor de înclinare a curbelor în intervalul corespunzător creșterii puterii N cu aproximativ aceeași valoare: m=1,2—1,4 (fig. 3)

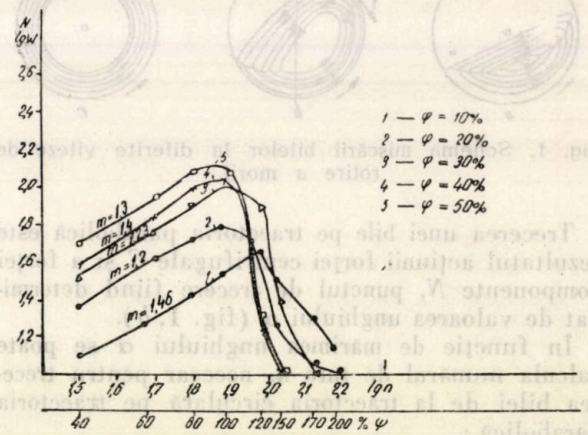


Fig. 3. Variația puterii N în funcție de încărcătura de bile φ și viteza Ψ (moară cu bile).

La funcționarea morii cu tulbureală în raport $L : S$ egal cu 1 : 3 curbele, reprezentînd raportul dintre puterea absorbită N și turație, își păstrează alura, însă centrifugarea bilelor începe la viteze mai mici. Curbele își ating valorile maxime în limitele de 75—95% din viteza critică (fig. 4).

Atît creșterea puterii N cît și scăderea ei, după ce a trecut prin valoarea maximă, sînt mai lente decît în primul caz.

Tangentele unghiurilor de înclinare în acest caz au valori cuprinse între valorile m = 0,8 — 1,0 (fig. 5).

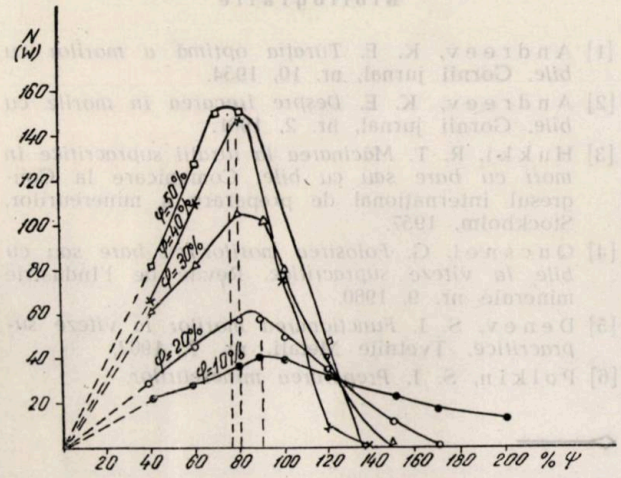


Fig. 4. Variația puterii N în funcție de încărcătura de bile φ și viteza Ψ (moară cu bile și minereu).

Centrifugarea bilelor în cazul acesta se produce mai repede datorită prezenței tulburelii care mărește coeficientul de frecare între stratul exterior de bile și căptușeala morii, cît și frecarea între straturile de bile.

O dată cu creșterea coeficientului de frecare scade valoarea coeficientului m.

Productivitatea morii la diferite valori ale vitezei Ψ și încărcăturii φ, exprimată în kg/l.h, atinge valori maxime la aceleași valori ale parametrului Ψ, ca și puterea N pentru cazul cînd funcționează cu minereu (fig. 6).

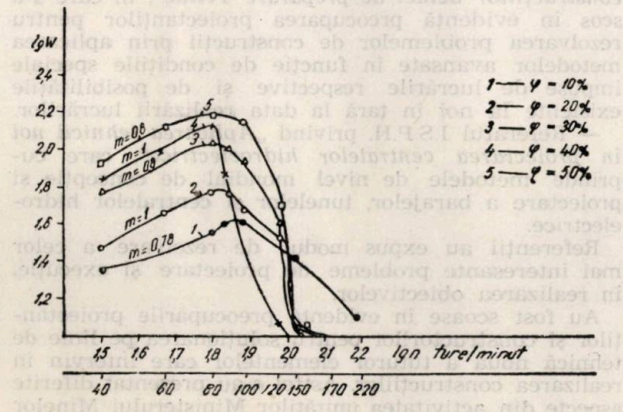


Fig. 5. Variația puterii N în funcție de încărcătura de bile φ și numărul de ture (moară cu bile și minereu).

În toate cazurile, productivitatea atinge valori maxime sub viteza critică, adică sub $\Psi = 100\%$, datorită frecării mari ce se naște între bile și căptușeala morii.

Dacă coeficientul de frecare ar avea valori mai reduse, valorile maxime ale curbelor productivității, respectiv puterii N, ar fi deplasate pe abscisă spre dreapta neputînd depăși 120% Ψ, cît corespunde cazului cînd în moară sînt numai bile.

Valoarea maximă a productivității corespunde încărcăturii de $\Psi = 40\%$, în care caz centrifugarea bilelor începe la $\Psi = 80\%$, iar la $\Psi = 120\%$ întreaga masă de bile este centrifugată.

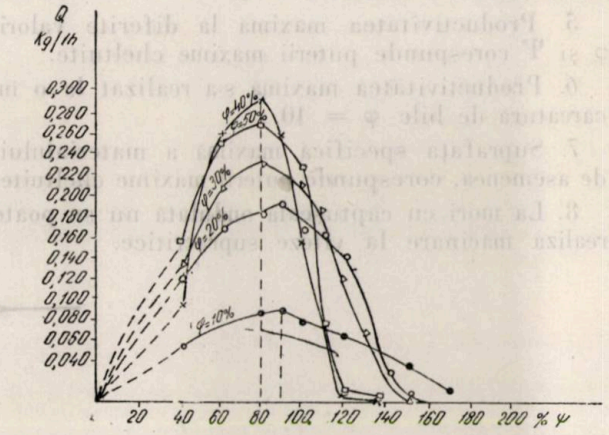


Fig. 6. Variația productivității Q în funcție de încărcătura de bile φ și viteza Ψ.

Suprafața specifică a clasei minus 0,075 mm crește de asemenea, pînă la o valoare maximă, cuprinsă între limitele de 80—100% din viteza critică, după care scade lent (fig. 7).

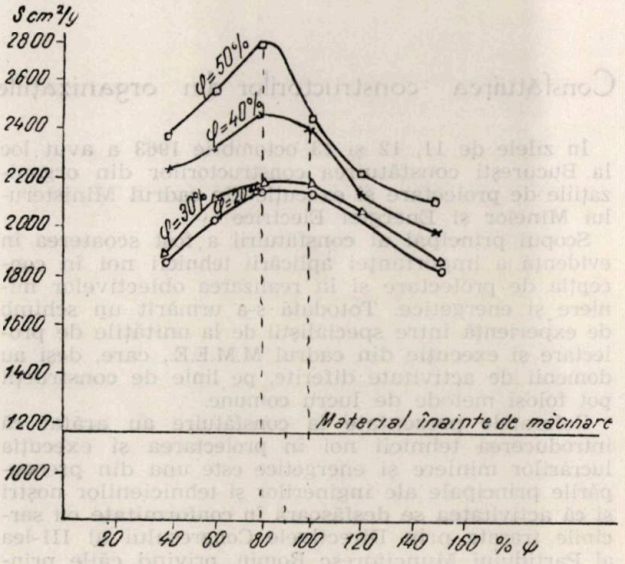


Fig. 7. Variația suprafeței specifice a clasei —0,075 mm în funcție de încărcătura cu bile φ și viteza Ψ.

Concluzii

1. Turația de centrifugare variază în funcție de încărcătura de bile.

2. În cazul cînd moara funcționează fără minereu, centrifugarea bilelor se produce între 90 și 120% din viteza critică. Cînd moara funcționează cu minereu, centrifugarea bilelor se produce mai repede, la valorile $\Psi = 75$—95%, datorită frecării mai mari.

3. Valoarea parametrului m crește invers proporțional cu frecarea.

4. Formula clasică pentru determinarea vitezei critice (2) este valabilă numai pentru cazul cînd coeficientul de frecare f = 1.

5. Productivitatea maximă la diferite valori, φ și Ψ corespunde puterii maxime cheltuite.

6. Productivitatea maximă s-a realizat la o încărcătură de bile $\varphi = 40$.

7. Suprafața specifică maximă a materialului, de asemenea, corespunde puterii maxime cheltuite.

8. La mori cu căptușeala ondulată nu se poate realiza măcinare la viteze supracritice.

Bibliografie

[1] Andreev, K. E. *Turația optimă a morilor cu bile.* Gornîi jurnal, nr. 10, 1954.

[2] Andreev, K. E. *Despre frecarea în morile cu bile.* Gornîi jurnal, nr. 2, 1961.

[3] Hukki, R. T. *Măcinarea la turații supracritice în mori cu bare sau cu bile.* Comunicare la Congresul internațional de preparare a minereurilor. Stockholm, 1957.

[4] Qucsnel, G. *Folosirea morilor cu bare sau cu bile la viteze supracritice.* Revue de l'Industrie minerale nr. 9, 1960.

[5] Denev, S. I. *Funcționarea morilor la viteze supracritice.* Țvetniie Metalî, nr. 7, 1962.

[6] Polkin, S. I. *Prepararea minereurilor.*

Informații

Consfătuirea constructorilor din organizațiile de proiectare și execuție din cadrul M.M.E.E.

În zilele de 11, 12 și 13 octombrie 1963 a avut loc la București consfătuirea constructorilor din organizațiile de proiectare și execuție din cadrul Ministerului Minelor și Energiei Electrice

Scopul principal al consfătuirii a fost scoaterea în evidență a importanței aplicării tehnicii noi în concepția de proiectare și în realizarea obiectivelor miniere și energetice. Totodată s-a urmărit un schimb de experiență între specialiștii de la unitățile de proiectare și execuție din cadrul M.M.E.E., care, deși au domenii de activitate diferite, pe linie de construcții pot folosi metode de lucru comune.

Referatele prezentate la consfătuire au arătat că introducerea tehnicii noi în proiectarea și execuția lucrărilor miniere și energetice este una din preocupările principale ale inginerilor și tehnicienilor noștri și că activitatea se desfășoară în conformitate cu sarcinile trasate prin Directivele Congresului al III-lea al Partidului Muncitoresc Romîn, privind căile principale de dezvoltare a economiei naționale de perspectivă.

Dintre referatele prezentate s-au remarcat:

— Referatul I.S.P.E. — *„Aplicarea tehnicii noi în proiectarea construcțiilor energetice"*, în care s-au expus principiile avansate ale proiectării construcțiilor centralelor termoelectrice, liniilor electrice de înaltă tensiune și stațiilor de transformare.

— Referatele IPROMIN — *„Eficiența soluțiilor noi, prevăzute la proiectarea complexului industrial Tarnița"* și *„Elemente de tehnică nouă la proiectarea construcțiilor uzinei de preparare Teliuc"*, în care s-a scos în evidență preocuparea proiectanților pentru rezolvarea problemelor de construcții prin aplicarea metodelor avansate în funcție de condițiile speciale impuse de lucrările respective și de posibilitățile existente la noi în țară la data realizării lucrărilor.

— Referatul I.S.P.H. privind *„Aplicarea tehnicii noi în proiectarea centralelor hidroelectrice"*, care cuprinde metodele de nivel mondial de concepție și proiectare a barajelor, tunelelor și centralelor hidroelectrice.

Referenții au expus modul de rezolvare a celor mai interesante probleme de proiectare și execuție, în realizarea obiectivelor.

Au fost scoase în evidență preocupările proiectanților și constructorilor pentru soluționarea pe linie de tehnică nouă a tuturor elementelor care intervin în realizarea construcțiilor. Astfel s-au prezentat diferite aspecte din activitatea unităților Ministerului Minelor și Energiei Electrice privind extinderea mecanizării lucrărilor, folosirea prefabricatelor, aplicarea metodelor avansate în proiectare și execuție, tipizarea proiectelor de construcții și instalații etc.

Cu toate că majoritatea expunerilor au ilustrat, în mod deosebit, aspectele pozitive ale activității pe linie de tehnică nouă, din cuprinsul referatelor și în urma discuțiilor purtate, a rezultat că există încă unele rămîneri în urmă și greutăți pe linia promovării și lărgirii eficienței aplicării tehnicii noi în construcții, pentru lichidarea cărora s-a impus, în cadrul concluziilor, luarea unor măsuri tehnico-organizatorice pe linie de documentare, proiectare și execuție.

Cronică

Aspecte din industria extractivă a sărurilor de potasiu şi de sodiu din R. D. G.

Ing. **R. Băltăreţu**

Tradiţia exploatării sării geme în R.P.R. este unanim recunoscută. Se studiază în prezent condiţiile şi pentru dezvoltarea industriei extractive a sărurilor de potasiu. Este normal ca în aceste condiţii orice experienţă utilă existentă să fie folositoare. Tocmai acest scop îl urmăreşte nota de faţă; ea este întocmită pe baza unui schimb de informaţii făcut cu cîţiva ingineri din R.D.G., care ne-au vizitat ţara cu ocazia consfătuirilor C.A.E.R. De asemenea au fost folosite şi alte lucrări de specialitate.

★

Din punctul de vedere al volumului global al extracţiei sărurilor de potasiu, Republica Democrată Germană se situează printre primele ţări producătoare din lume. Cele două state germane (R.D.G. şi R.F.G.) extrag aproape jumătate din producţia mondială de săruri de potasiu (fără cea a U.R.S.S.). Deşi producţia sărurilor de sodiu este mai mică, totuşi şi în acest caz participarea celor două ţări la producţia globală mondială este importantă.

Zăcămintele corespund formaţiei permiene, fiind localizate în subdiviziunea Zechstein. Ele cuprind de obicei strate de silvină (KCl) şi carnalit ($MgCl_2.KCl.6H_2O$) de grosimi variabile (2—12,5 m), cu înclinări mici. (Sînt întîlnite şi cazuri în care grosimea şi înclinarea acestor strate cresc). Structura sedimentară a bazinului prezintă unele particularităţi (stratele de carnalit şi silvină se găsesc în imediata vecinătate a unor strate sau pături de sare gemă (NaCl), argilă sau anhidrit ($CaSO_4$). Masivul de sare gemă comportă în zona superioară, porţiuni din care se extrage sarea albă (pînă la 99% NaCl). Restul masivului este alcătuit din sare neagră.

Sarea de sodiu şi sărurile de potasiu se extrag şi se sortează separat prin metode experimentate într-o perioadă îndelungată (minele sînt foarte vechi). Exploatarea prin folosirea saramurii se face numai pentru extragerea sării negre. Minele exploatează unul sau două strate de săruri de potasiu sau de sodiu. În general, producţia unei mine variază între 1 500 şi 10 000 t/zi. Minele din acelaşi zăcămînt sînt organizate într-un combinat. Pe lîngă cea mai mare mină din cadrul unui astfel de combinat funcţionează o uzină de preparare, care deserveşte celelalte mine.

I. Lucrările de deschidere, pregătire şi exploatare

Cîmpurile miniere sînt deschise de obicei prin puţuri. Legătura dintre acestea şi stratele sau masivul de săruri se face prin galerii de diferite dimensiuni, în funcţie de destinaţie (profil dreptunghiular 2×2,5 m — 8×3 m). Galeriile se sapă fie în stratul în exploatare (cînd acesta este regulat), fie la cîţiva metri în culcuşul lui (cînd stratul prezintă ondulaţii).

Pentru tăierea galeriilor se folosesc fie lucrările de puşcare, fie maşini de tăiat. Găurile de puşcare sînt de obicei dispuse în evantai; ele sînt executate cu perforatoare pe coloană. Uneori se havează şi un făgaş adînc de 5 m (cu o haveză cu cinci sfredele care acţionează asemănător perforatoarelor). Tăierea mecanică a galeriilor se execută cu combina Nordhausen; aceasta poate săpa galerii de profil circular cu diametrul de 3 m.

Încărcarea sării tăiate la operaţiile de înaintare se face cu screpere (în unele cazuri sînt folosite maşinile de încărcat cu disc — Frässcheibenlander — pe şenile cu greutatea de 5 t, lungimea de 6,75 m şi un debit nominal de 200 t/h; maşina este deservită de două persoane şi prezintă dificultăţi la deplasarea dintr-un front în altul).

Se aplică un singur sistem de exploatare: camere orizontale, cu extragere ascendentă sau descendentă, cu evacuarea sau înmagazinarea parţială a sării. Tavanul este rigid, iar între camere se lasă stîlpi (pilieri), fără a se mai arma. Cînd se aplică rambleul, acesta serveşte pentru susţinerea stîlpilor deoarece ei trebuie să reziste tot timpul existenţei minei şi a construcţiilor de la suprafaţă.

Lungimea camerelor variază între 150 şi 300 m; înălţimea depinde de grosimea stratului (tabela 1). Lăţimea stîlpilor dintre camere trebuie să fie cel puţin egală cu înălţimea lor (experienţa a arătat că pot fi şi mai mici — tabela 1) [1].

Pentru tăiere se folosesc materiale explozive. Perforarea găurilor se execută cu perforatoare electrice pe coloană sau manuale. Transportul din front se face cu screpere sau cu vagonete încărcate din pîlnii sau rostogoale. Consumul de materiale explozive atinge 0,5 kg/t (în funcţie de dimensiunile transversale ale camerei). Randamentele în front variază între 50 şi 100 t/post; pe mină (subteran) pot atinge şi depăşi 10 t/post.

II. Transportul

În lucrările miniere orizontale transportul se efectuează de obicei cu funia fără fine. Aceasta prezintă avantaje deoarece nu impune săparea galeriei în afara stratului; nu poate fi folosit însă pentru transportul personalului. (În condiţiile minelor vechi, în care exploatarea s-a făcut către limită; distanţa de transport a personalului poate depăşi în subteran 5 km. În aceste situaţii în minele negrizutoase, în lucrările orizontale transportul personalului se face fie colectiv, cu autocarul, fie individual cu motociclete sau biciclete.) În minele în care galeriile sînt săpate în steril transportul materialelor şi persoanelor se face cu locomotive cu cablu aerian.

Transportul în puţuri se execută fie cu schipuri, fie cu colivii. În cazul transportării a două varietăţi diferite de săruri (de exemplu silvina şi carnalitul), schipul face curse cu încărcături alternative, la rampa superioară efectuîndu-se descărcarea diferenţiată şi transportul respectiv către uzine diferite de prelucrare. Uneori, pentru a înlătura înfundarea schipului, în rampa de bază există grătare care separă bulgării mari de sare, care apoi sînt concasaţi.

Caracteristicile camerelor în exploatare

Tabela 1

Nr. crt.	Mina	Felul sării extrase	Inclinarea stratului	Grosimea stratului,	Adîncimea exploatării,	Dimensiunile camerei			Cu sau fără rambleu
						lățime,	înălțime,	lățimea pilierii dintre camere,	
			grade	m	m	m	m	m	
1	Deutschland	carnalit	7	12	713	15	12	45	fără
2	Karl Liebknecht	sare tare	7	2,5÷12	500	10÷12	2,5÷12	6÷8	cu
3	Thomas Münzer	sare tare	3	2,5÷12	583	10	2,5÷12	6	cu
4	Stassfurt	sare de bucătărie	pînă la 75	pînă la 50	600	18	25 ÷50	20	fără
5	Ernst Thälmann	sare tare	5	2	430	20	2	12	fără
		carnalit	5	2,4	490	16	2,4	10	fără
6	Volkenrode	sare tare	0	2,5÷12	1 050	7	2,5÷12	7	fără

Transportul cu schipuri implică dezavantajul unor cantități mari de praf care se formează în rampa inferioară a puțului. Acesta este combătut prin instalații de desprăfuire, care depun praful din aerul ce intră în mină într-o galerie lungă de aproape 50 m. Periodic, praful este evacuat la suprafață ca material util. Puțul nu intră sub influența instalațiilor de desprăfuire; datorită acestui fapt pe pereții lui se depune praful de sare sub forma unei cruste, care poate atinge o grosime de 0,5 m. Aceste cruste pot crăpa și cădea în puț.

Transportul de la suprafață (de la silozul schipului la uzina de preparare) se face mai ales cu funiculare.

III. Rambleiere

În afara rambleului uscat se folosește și rambleul hidraulic. Materialul folosit pentru rambleiere îl constituie sterilul rezultat din procesul de preparare (de obicei anhidritul și saramura). Saramura, constituind mediul transportor, are circuit închis. După depozitarea rambleului acesta se usucă, contractă și crapă; spațiile astfel create impun o rambleiere repetată pentru a evita slăbirea rezistenței rambleului.

IV. Degajările de gaze

Există mine în care nu s-au constatat degajări ale gazelor explozive; în altele însă pe lîngă CO_2 s-a stabilit și prezența CH_4 (uneori și C_2H_2). De obicei degajările se produc sub forma erupțiilor de gaze și material mărunt. Frecvența și intensitatea acestora diferă: unele sînt mici (în mina Thomas Münzer pereții camerelor nu pot fi menținuți drepți, datorită micilor erupții care se produc cu ocazia operațiilor de pușcare); altele sînt foarte mari (în aceeași mină golurile cauzate de erupții pot atinge un volum de 2 500 m³). Gazele sînt îmbibate în sare sau în dolomitul învecinat, din care se degajă în spațiul exploatat.

Erupțiile de gaze se produc aproape exclusiv în timpul pușcării; tocmai de aceea pușcarea se execută în condiții care să pună personalul în afara pericolului (pușcare centrală, de la suprafață, subteran etc.). Sînt folosiți explozivii ordinari fără a efectua pușcarea de zguduire.

Măsurile luate în vederea evacuării personalului în timpul pușcării din mină, sau din sectoare întregi, sînt foarte eficiente. Cu toate acestea, erupția produsă cauzează distrugerea și deteriorarea instalațiilor din calea ei. Pentru a combate aceste neajunsuri, se construiesc și de rezistență (peste 2 at) în galeriile care fac legătura între zonele periculoase și restul minei sau al sectorului.

Au fost semnalate cazuri în care erupțiile s-au produs fără să aibă nici o legătură cu operațiile de pușcare (în mina Bleicheroda s-a produs o astfel de erupție în tipul tăierii unei galerii cu o combină; cu toată greutatea ei — 56 t — combina a fost deplasată cu un metru).

V. Viiturile de saramură

Pericolul viiturilor de saramură este mult mai limitat. De obicei acestea reprezintă un fenomen cunoscut care poate fi prevenit cu ușurință. Viiturile sînt în strînsă legătură cu rezervoare naturale de apă de la suprafață prin fisuri (fie din zona coperișului, fie în dolomitul bazal). Debitele sînt de ordinul a cîtorva zeci de litri pe minut. Saramura este pompată la suprafață.

VI. Măsurile de tehnica securității și protecția muncii

Organizarea și efectuarea lucrărilor de tehnica securității cad în sarcina conducerii minelor, care răspunde de securitatea muncii în cadrul unității (asigură aprovizionarea cu materiale și utilajele necesare, organizează lucrările pentru a evita pericolul accidentelor și avariilor, emite instrucțiuni în spiritul normelor existente pentru diferite categorii de lucrări, controlează aplicarea lor etc.).

În R.D.G. se editează norme de tehnica securității pentru fiecare specialitate minieră (cărbune, săruri etc.). Pentru minele de săruri de sodiu și de potasiu aceste norme au fost editate în anul 1952 [2].

Normele de tehnica securității cuprind măsuri care se referă la toate domeniile de specialitate. Rezumînd pe cele mai caracteristice, în cele ce urmează se face o trecere în revistă a măsurilor privind aerajul și gazele, exploatarea, lucrările de pușcare și transportul.

Minele sînt clasificate în trei categorii:

1 — negazoase;
2 — gazoase cu erupții de hidrocarburi;
3 — gazoase cu erupții de CO_2

Conținutul maxim de gaz admis în curenții de ieșire este de 1,0% CH_4 și 1,0% CO_2. După producerea unei erupții de CO_2, orizontul de transport este închis pentru circulație pînă cînd organele de control constată lipsa CO_2 [2]. Organele de control și supraveghere (inspectorii, inginerii, maiștrii, măsurătorii de gaze, artificierii etc.) sînt prevăzuți, în afara lămpilor electrice, cu lămpi indicatoare autorizate, unii din ei chiar cu cîte două. Ventilatoarele și motoarele de rezervă sînt obligatorii în minele cu un grad ridicat al degajărilor de gaze [2].

Săparea galeriilor se face cu o gaură premergătoare, perforată axial de minimum 5 m lungime. În camere se forează în coperiș găuri de probă din 20 în 20 m. Personalul combinelor de săpat galerii este dotat cu aparate de salvare. La fiecare 500 m de galerie săpată se execută cîte o cameră de adăpost pentru salvare. La fiecare 5 m de înaintare a mașinii se controlează aerul din galerie. Materialele folosite pentru forarea găurilor trebuie să reziste la presiunea de 100 at. Tubarea găurilor se face cu ci-

ment cu adaos de Mg. Galeriile care conduc la astfel de sonde sau la lucrări care se sapă cu combine trebuie prevăzute cu uși de rezistență. La limita cîmpului minier fiecare mină lasă un pilier gros de 50 m. Pilierii sondelor forate de la suprafață au diametrul minimum de 100 m, trebuind să fie continuat sub fundul sondei încă 50 m în adîncime. Lățimea camerelor nu trebuie să depășească 20 m. Permanent se face copturirea treptei și a peretelui. La coperiș se lasă o fișie de sare pentru menținerea argilei sau anhidritei [2].

La efectuarea operațiilor de pușcare, cînd nu este posibilă punerea paznicilor, se montează table avertizoare, cu semnătura artificierului, ziua și ora [2].

Pușcarea în minele de categoria a treia se face la sfîrșitul schimbului (după evacuarea personalului din subteran) de la suprafață; pentru spargerea bulgărilor maistrul de schimb poate aproba pușcarea la locul respectiv. De exemplu, la mina Thomas Münzer evacuarea personalului se face la orele 14; pușcarea se efectuează între orele 14,15 și 14,30; măsurătorii de gaze intră în mină la orele 14,30, iar restul personalului la orele 15. Pușcarea se face de la rețea (de obicei 220 V, pe sectoare) de la suprafață sau din subteran (în acest caz din camere închise ermetic, fiind prevăzute cu aparate de salvare, alimente și apă pentru două săptămîni și legătură telefonică cu suprafața). Controlul gazelor după pușcare se face cu lampa de benzină. Aceasta este așezată în colivie care se coboară în rampa inferioară a puțului, unde este lăsată cinci minute. Dacă lampa nu se stinge, nu s-a produs erupția. Cînd pușcarea se face de la suprafață, pentru identificarea erupțiilor se folosesc microfoane amplasate în diferite părți ale minei. Zgomotul produs de explozia materialelor explozive ca și de eventualele erupții permit să se controleze atît decursul lucrărilor de explodare cît și forța și extinderea eventualelor erupții. Pentru supravegherea instalațiilor de pușcare și control, sînt folosiți electricieni instruiți special [2].

Pentru transportul cu screperul sînt prevăzute măsuri speciale, privind evacuarea personalului din raza de acțiune a acestuia, semnalizarea etc. Lățimea compartimentului de circulație a personalului este de 0,8 m. La transportul manual executat în galeriile simple din 60 în 60 m se construiesc porțiuni de galerie cu linie dublă. În rocile rezistente puturile pot fi nearmate [2]. Gurile de trecere, din podurile de odihnă, au dimensiunile 0,7 × 0,8 m, iar distanța dintre poduri este de cel mult 10 m. Revizia puțului se face din colivie sau schip pentru a evita accidentele provenite din căderea bucăților de crustă de sare. Dimensiunile minime ale profilului galeriilor prin care circulă autocare sînt de 2,5 × 2,5 m. Pentru circulația motocicletelor — 1,5 × 2,0 m. Pe lîngă carnetul de conducere normal, conducătorii auto trebuie să posede „dreptul de conducere în subteran". Normele interne ale minelor reglementează circulația auto în subteran (trasee, viteze etc.). Aceste norme sînt avizate de Inspectorat. Vehiculele sînt verificate anual de experți. În general, normele au caracter directoriu, permițînd rezolvarea problemelor locale diferite. Cu toate acestea unele capitole sînt dezvoltate în amănunt.

Bibliografie

[1] Daniec, A. *Górnictwo soli kamiennej i soli potasowychw N.R.D. Przeglad Gorniczy* nr. 2, 1960
[2] * * * K.B.V. Leipzig 1952.
[3] Wojciechowski, I. Niemieckie *(N.R.D.) przepisy B.T.I.O.P. dla kopalń soli potasowych i soli kamiennej Przeglad Gorniczy* nr. 2, 1960

Din activitatea Institutului de cercetări miniere — ICEMIN

1. — Determinarea posibilităților de valorificare a minereurilor de metale neferoase prin procedeul metalurgic I.S.P.

Una din noile tendințe ale metalurgiei neferoase moderne este valorificarea superioară a unor concentrate colective de metale neferoase.

Procedeul I.S.P. pune problema determinării posibilităților de a se obține prin flotație concentrate colective de Pb—Zn, corespunzătoare pentru acest proces tehnologic.

Acest mod de valorificare a minereurilor neferoase asigură în sectorul minier o recuperare sporită de metale, iar în sectorul metalurgic oferă posibilitatea creșterii randamentelor de extracție și micșorării cheltuielilor de prelucrare a concentratelor, aducînd în ansamblu importante avantaje pentru economia națională.

ICEMIN a acordat o importanță deosebită acestor probleme de orientare și a început o activitate de cercetare sistematică încă cu doi ani în urmă.

Cercetările efectuate pe toate minereurile complexe ce se exploatează în R.P.R., în fază laborator și pilot se încheie în acest an.

Aceste cercetări au condus la concluzia că, minereurile noastre complexe se pot grupa în trei categorii:

— minereuri care nu prezintă nici o dificultate la preparare în scopul obținerii unor concentrate corespunzătoare pentru procedeul metalurgic I.S.P.
— minereuri care necesită o tehnologie puțin modificată pentru a se putea obține rezultatele dorite;
— minereuri inapte pentru valorificarea prin procedeul metalurgic I.S.P.

Prin lucrările de cercetare ale Institutului s-au stabilit tehnologiile de prelucrare ale minereurilor din grupele 1 și 2, cu indicii satisfăcători.

Tehnologiile stabilite pentru fiecare minereu în vederea obținerii unui concentrat colectiv de Pb—Zn, se găsesc publicate în anuarele ICEMIN.

★

2. — Cercetări pentru stabilirea posibilităților de valorificare a zăcămîntului de săruri de potasiu de la Tazlău

Prin explorarea și deschiderea zăcămîntului cu săruri de potasiu de la Tazlău se conturează bazele unei industrii a sărurilor de potasiu în R.P.R.

Importanța acestei industrii reiese din faptul că ea asigură îngrășămintele potasice necesare agriculturii.

Caracteristicile chimico-mineralogice plasează zăcămîntul în categoria celor greu valorificabile, fiind diferit de toate zăcămintele ce se exploatează pe plan mondial și prezentînd unele asemănări cu minereurile potasice din zona subcarpatică a U.R.S.S.

Pentru valorificarea acestui zăcămînt s-au întreprins cercetări atît în țară cît și în străinătate, începînd din anul 1957. ICEMIN a început cercetări aprofundate pe minereul potasic de la Tazlău începînd cu anul 1962.

Complexitatea minereului obligă la aplicarea unor tehnologii combinate de preparare mecanică și tratare chimică. În cadrul institutului s-au elaborat cîteva tehnologii complexe de valorificare cu caracter original, care, aplicate la scară de laborator, au dus la rezultate superioare față de tehnologiile indicate de literatura de specialitate, sau cele aplicate în mod curent la scară industrială.

Fluxurile tehnologice stabilite preconizează valorificarea tuturor componenților utili din minereu (K, Mg, NaCl). Cercetările se execută atualmente în faza laborator și se găsesc în stadiu final, urmînd a continua în fază pilot.

Recenzii

Costache, Gh.: **Forajul hidrogeologic**

Volumul de cercetări hidrogeologice este în continuă creștere, pe de o parte, ca urmare a necesității de a cunoaște condițiile în care se pot exploata zăcămintele de substanțe minerale utile aflate sub nivelul hidrostatic iar pe de altă parte, datorită eforturilor continue pentru rezolvarea problemelor de alimentare cu apă a noilor orașe, a noilor industrii și a sectorului agricol. Ritmului impetuos de dezvoltare a industriei și agriculturii îi corespunde o activitate sporită și în sectorul hidrogeologic, în care pînă acum, adică aproape două decenii, se practicase numai o muncă izolată de pionierat. Această activitate sporită a determinat apariția mai multor lucrări de hidrogeologie, dintre care unele s-au epuizat atît de repede, încît a trebuit să fie reeditate după un interval de timp destul de scurt. În schimb, pentru tehnica forajului hidrogeologic lipsea o carte de îndrumare pentru cei chemați să execute asemenea lucrări.

Volumul sporit de lucrări a avut ca rezultat antrenarea unui mare număr de muncitori și impune ridicarea continuă a calificării lor. Rezultatele lucrărilor hidrogeologice se întemeiază pe înțelegerea temeinică a scopului urmărit și depind de felul cum se desfășoară. Ele sînt în funcție de cunoașterea perfectă a utilajului specific acestor lucrări. Lipsa materialului documentar asupra operațiilor de foraj hidrogeologic se face din ce în ce mai adînc simțită. Acest gol vine să-l împlinească lucrarea intitulată „Forajul hidrogeologic", întocmită de ing. Costache Gheorghe.

În cele 17 capitole (331 p.) sînt cuprinse toate operațiile ce se execută în procesul forajului hidrogeologic de la proiectare și pînă la punerea în producție. Problemele sînt tratate la nivelul cerut tehnicienilor cu pregătire medie, dar lucrarea poate fi de folos tuturor celor care activează în acest sector.

In primul capitol se arată iportanța lucrărilor de hidrogeologie și se dau noțiuni generale de foraj hidrogeologic.

În continuare sînt descrise metodele de foraj pentru scopuri hidrogeologice și se indică instalațiile adecvate acestor lucrări.

Se trece apoi la tehnologia forajului hidrogeologic și se tratează corelația între parametrii regimului de mecanic, tubării și cimentării sondelor.
foraj. Se dau indicațiile necesare asupra carotajului

Urmează un calcul al garniturii de foraj, se descriu sculele necesare rezolvării accidentelor tehnice și se tratează devierea găurilor de sondă arătîndu-se cauzele și consecințele devierii, precum și măsurile necesare pentru menținerea verticalității găurii de sondă.

In a doua parte a lucrării se face descrierea confecționării coloanelor filtrante, a dispozitivelor de etanșare și se insistă asupra modului cum trebuie introduse coloanele filtrante. Se descrie apoi metoda de punere în producție a sondelor prin cele trei faze ; decolmatare, denisipare și pompare experimentală sau exploatare.

Se face a descriere amănunțită a utilajului necesar pompărilor, arătîndu-se modul normal de funcționare, precum și metodele de remediere în cazul defectării lor.

În ultima parte, se descriu dispozitivele pentru măsurarea nivelului apei și al debitului și se arată modul de determinare a caracteristicilor stratelor acvifere.

Cartea este bogat ilustrată (229 fig.) ceea ce ușurează urmărirea problemelor tratate și poate fi apreciată ca o lucrare bine documentată, corespunzătoare unei necesități reale.

Ea va contribui la ridicarea calificării tehnice a personalului din acest sector de activitate, la îmbunătățirea calității acestor lucrări, astfel ca rezultatul studiilor hidrogeologice să reprezinte o bază temeinică și precisă pentru proiectarea viitoarelor lucrări miniere de exploatare.

Cartea prezintă un interes și în cazul lucrărilor pentru alimentări cu apă, deoarece arată calea de urmat pentru obținerea cantității și calității corespunzătoare.

Printre lipsurile care vor trebui înlăturate la o viitoare ediție se numără unele erori de formă. De exemplu trebuie scris denisipare și nu deznisipare. De asemenea, acolo unde un cuvînt de origină străină (plunger) poate fi ușor înlocuit (scufundătorul) este bine să se dea preferință termenului romînesc.

În concluzie, trebuie să subliniem faptul că în sectorul hidrogeologic se desfășoară o activitate tot mai intensă și în consecință cartea nou apărută „Forajul hidrogeologic" este bine-venită, pentru că înlesnește tehnicienilor și inginerilor din șantiere posibilitatea de documentare imediată asupra tuturor operațiilor ce se execută la forajul hidrogeologic.

V. *Patriciu*

DOCUMENTARE

Zaslavnov, D. I., Kazabanov, M. G. şi Grigorian, H. M. **Rezultatele experimentării combinei BK-2.** Ugol nr. 8, 1963, p. 41—45, 2 grafice, 2 diagrame şi 3 tabele.

Se analizează rezultatele încercărilor combinei BK-2, experimentată într-un abataj în front lung de 80 m, la 1,29—1,37 m grosime a stratului de cărbune şi cu un unghi de înclinare de 7—8° (f = 1,8—2 după Protodiakonov).

S-a urmărit ca prin folosirea acestei combine să se obţină: mecanizarea completă a proceselor de extragere a cărbunelui; îmbunătăţirea granulaţiei antracitului extras faţă de rezultatele combinei LGD (mărirea clasei + 50 mm cu 13,4% şi micşorarea clasei 0—6 mm cu 12,5%); reducerea conţinutului de praf de la 700—2 500 mg/m³ la 54—150 mg/m³.

Această combină funcţionează la viteze ridicate de avansare (1,0—1,39 m/min), necesitînd efortul de tracţiune de 2,8—6 t, la un consum specific de energie de 0,342—0,811 kWh/t.

Kolcin, E. M. şi Rubţov, V. A. **Încercările susţinerii cu ancore de diferite construcţii.** Şahtnoe stroitelstvo, nr. 8, 1963, p. 17—18, 2 figuri, 1 tabelă, 1 diagramă.

Se enumeră o serie de armături cu ancoră, indicînd totodată şi metoda de încercare cu scopul de a studia caracterul lucrului al lacătului de fixare de la diferite construcţii a ancorei.

Se descrie dispozitivul pentru încercare, iar în fotografia prezentată se vede aranjamentul general al laboratorului de încercări.

S-a folosit o maşină de încercări cu o precizie de ± 1%.

Se poate deduce că ancorele cu distanţare prin pană şi cele cu con au o sarcină portantă mai mare decît cele cu pană şi crăpătură.

Ancorele din beton armat cu oţel de profil variat şi şuviţe de funie se pot folosi în roci cu ape agresive.

Ancorele din beton, armate cu bambu se pot folosi în minerit, deoarece bambu are o capacitate portantă mare, în plus acesta este rezistent la coroziune, stabil la putrezire, uşor transportabil şi ieftin.

Slipcenko, L. D. **Mecanizarea extragerii cărbunelui în strate cu înclinare mare — rezervă principală pentru ridicarea productivităţii muncii.** Ugol, nr. 8, 1963, p. 20, 2 figuri, 3 tabele.

Autorul expune rezultatele folosirii mecanizării tăierii cărbunelui din stratele cu înclinare mare (circa 60°) şi de grosime de 0,97—1,5 m la diferite mine de la combinatul Artemugol.

Pentru obţinerea unei eficienţe mai ridicate a mecanizării tăierii cărbunelui cu combina UCR-1 este necesar să se îndeplinească următoarele condiţii: lungimea frontului de abataj să fie de 90—134,0 m; linia frontului să formeze cu linia de cea mai mare pantă a stratului un unghi de 12—15° pentru a obţine un contact mai complet al combinei cu frontul de tăiere; să se lucreze cu brigăzi complexe, rezervîndu-se un schimb pentru pregătire şi reparaţii; să se respecte graficul stabilit de lucru; să se asigure ritmul lucrărilor de pregătire în vederea folosirii metodei de exploatare în retragere; susţinerea abatajului să fie în concordanţă cu viteza de tăiere mecanizată a frontului.

Din tabelele prezentate reiese că exploatarea stratelor de cărbuni cu combina este mai avantajoasă faţă de extragerea cu ciocane de abataj, realizîndu-se următorii indici tehnico-economici: mărirea vitezei de înaintare a frontului cu 38—87%; creşterea productivităţii muncii cu 55—99%; reducerea preţului de cost cu 24—30%.

Kuznеţov, E. I. **Aerisirea lucrărilor în fund de sac de lungime mare.** Ugol Ucrainî, nr. 8, 1963, p. 50—51, 2 tabele.

Autorul constată că aerisirea lucrărilor în fund de saci de lungimi mari (800—4 000 m) este defectuoasă în cazul folosirii mai multor ventilatoare, din cauza scurgerilor importante de aer ce se produc pe parcursul coloanei de aeraj.

Se arată cum se determină scurgerile de aer, folosind formula stabilită de Institutul de cercetări Ucrainean UcrNIIOMSS şi prezintă rezultatele aerisirii prin diferite metode cu mai multe ventilatoare şi cu un singur ventilator de presiune mare (583—783 mm³ apă). Se trag următoarele concluzii: calitatea aerisirii cu un singur ventilator este superioară numai în cazul montării mai multor ventilatoare în serie; pierderile de aer prin scurgerile pe întreaga coloană — sînt mult mai mici — de exemplu de 10% faţă de 40—60% la coloana de aeraj cu mai multe ventilatoare; zgomotul redus al funcţionării unui singur ventilator; coeficientul puterii instalate pe metru cub excavat este mult mai mic la aerisirea cu un ventilator (0,00286 faţă de 0,0042—0,0096 kW/m³); costul instalaţiei de aeraj mai mic pentru aceleaşi presiuni şi aceeaşi productivitate.

Se recomandă pentru aerisirea lucrărilor în fund de sac de lungimi medii şi mari, schema suflantă de aeraj, întrebuinţînd un singur ventilator de presiune mare şi tuburi pînă la diametrul de 800 mm.

Krivorotiko, A. M. **Reconstruirea minei cu cîmpuri miniere de înclinare.** Ugol Ucrainî, nr. 8, 1963, p. 24—25, 2 figuri, 1 tabelă.

Se prezintă stiuaţia minei Novo-Butovskaia la care se exploatează un strat de cărbune de 1,8 m cu înclinare de 14—20°, transportul făcîndu-se în mai multe trepte.

Această situaţie dificilă din punctul de vedere al aerisirii şi al preţului de cost ridicat a fost îmbunătăţită prin proiectul de reconstrucţie realizat.

S-a executat un puţ central, prevăzut cu două instalaţii de transport cu schipuri şi întreg complexul pentru cărbune şi steril, precum şi instalaţia de ventilatoare.

Se subliniază că la întocmirea proiectului s-a avut în vedere efectuarea unor investiţii minime cu termene de recuperare de 2—3 ani.

Rezultatele tehnico-economice se prezintă într-un tabel comparativ, din care remarcăm creşterea productivităţii faţă de situaţia din trecut cu 53% şi scăderea preţului de cost cu 25%.

Sedcenko, A. M., Kovîrşina, N. I., Roabe, C. H. şi Daşkova, A. I. **Despre îmbunătăţirea calităţii concentratelor de flotaţie la prepararea minereurilor polimetalice din Kazahstan.** Ţvetnie metalli, nr. 8, 1963, p. 10—12.

Cercetările de laborator cu prelucrarea minereurilor polimetalice sulfurice, folosind diferite variante de eliminare a produselor intermediare potrivit condiţiilor concrete, duc la ridicarea calităţii concentratelor şi micşorarea pierderilor de metal în steril pînă la 18,5%.

Aplicarea schemei combinate pentru prelucrarea minereurilor polimetalice diseminate, de componenţă complexă, va asigura o creştere a recuperării totale a componentelor valoroase din minereuri sulfurice cu 6,3%.

O oarecare scumpire a prelucrării metalurgice după noile scheme de prelucrare a produselor intermediare prin angajarea de noi investiţii — se compensează prin creşterea producţiei marfă şi printr-o scădere a preţului de cost.

Turcianinov, S. P. **Modelarea uzurii hidroabrazive a conductelor de transport al tulburelii.** Şahtnoe stroistelstvo, nr. 8, 1963, p. 16—17, 1 grafic.

Autorul îşi propune să rezolve problema amortizării conductelor de transport hidraulic (rambleiere hidraulică etc.) în funcţie de materialul transportabil, de natura conductelor şi de viteza de transport. Se recomandă pentru fiecare caz să se procedeze la stabilirea parametrilor necesari termenilor de amortizare prin folosirea metodei de modelare a uzurii pe cale de laborator.

Se arată felul construirii unei instalaţii, compuse dintr-un inel gol cu Ø = 150—200 m/m, umplut cu amestecul de experimentare, care se roteşte cu o anumită viteză pentru a realiza vitezele de transport în conductă.

Pentru stabilirea coeficienţilor de uzură se introduc piese de cupru în inelul rotativ în formă de placă, iar în conducta rectilinie un cilindru gol — ambele piese din cupru. Prin raportul de rezistenţă la uzură a cuprului faţă de un anumit oţel se stabilesc parametrii respectivi, introduşi în relaţiile matematice.

Graficul prezentat permite să se determine raportul între uzura din conductă şi aceea din inelul de uzură, în funcţie de viteza de transport.

Ozolin, L. T. **Introducerea utilajului nou şi perfecţionarea tehnologiei de preparare a minereurilor, la preparaţia din Olenegorsk.** Gornii jurnal, nr. 8, 1963, p. 53—57, 2 figuri, 2 tabele.

Se expun rezultatele cercetărilor făcute de către Mehanobr în colaborare cu uzina de preparare din Olenegorsk relativ la mărirea fierului în concentrat pînă la 67—70%, iar coeficientul de recuperare să fie ridicat pînă la 80%.

Pentru obţinerea unor asemenea rezultate s-a aplicat o serie de măsuri:

— micşorarea diametrului bilelor de la 100—125 mm la 80—60 mm şi chiar pînă la 40 mm;

— înlocuirea separatoarelor magnetice cu bandă cu separatoare cu tambur;

— introducerea postsfărîmării în mai multe stadii, asigurînd clasa de + 0,3 mm pînă la 23—25%;

— folosirea hidrocicloanelor de deshidratare cu caracteristici specifice în locul conurilor;

— folosirea ciururilor curbate şi altele.

Se trag următoarele concluzii:

— perfecţionarea în continuare a schemei magnetogravitaţionale de preparare a unui minereu cu conţinut de 31,6% Fe se poate obţine prin îndeplinirea unei serii de condiţii, printre care sînt de menţionat:

— o regrupare raţională a capacităţilor de instalaţii pentru sfărîmare;

— separarea magnetică nu numai a produselor postsfărîmate superioare, dar şi a celor inferioare, obţinute la ciururile curbate;

— postsfărîmarea concentratului brut într-un regim forţat ş.a.

Ilivitkii, A. A. **Calculul rezistenţei pilierilor dintre camere la exploatarea zăcămintelor de minereuri cu înclinare mare.** Gornii jurnal. nr. 8, 1963, p. 14—18, 2 figuri, 1 grafic.

Autorul porneşte de la următoarele premise:

— pilierii suportă presiunea de sus şi presiunea laterală, provocată de alunecarea prismelor de roci din culcuş şi coperiş; pentru unghiul $\alpha < 75°$ alunecă numai rocile din coperiş;

— presiunea pe suprafaţa transversală se repartizează în mod uniform;

— determinarea rezistenţei pilierului se face prin compararea tensiunilor care acţionează în pilier cu rezistenţa admisibilă, în funcţie de raportul între înălţimea şi lăţimea pilierului.

Se folosesc rezultatele experimentărilor efectuate de S. G. Borisenko, A. N. Hanukaev şi se aplică o serie de formule care determină următoarele:

— dimensiunile pilierului, care asigură stabilitatea necesară în condiţiile presiunii rocilor;

— dimensiunile pilierului, care asigură stabilitatea în condiţiile acţiunilor seismice, provocate de explodările din camerele de abataj;

— dimensiunile pilierului dintre camere, luîndu-se în considerare şi lucrările miniere executate în pilier.

Metoda de calcul propusă a dat rezultate bune la determinarea parametrilor pilierilor în cazul exploatării zăcămintelor de minereuri cu f = 7—8 şi mai mare (după Protodiakonov).

* * * **Tratarea solidelor granulare prin metoda patului fluidizat.** Mining Journal **260,** nr. 6656, 1963, p. 246—248.

Uscătorul descris, cu pat fluidizat, permite tratarea solidelor granulare cu dimensiuni de 0,147—19,05 mm. Uscătorul se compune dintr-o cameră cilindrică de uscare, o cameră de combustie şi o cameră de legătură, izolată termic. Între aceasta din urmă şi camera de uscare se află o placă perforată, iar pe faţa ei superioară este distribuit patul fluidizat. Temperatura aerului cald se poate regla cu o precizie de ± 5°C, putîndu-se trata materiale granulare cu 30—50% umiditate.

Acelaşi aparat se poate folosi şi la epurarea sau clasarea materialului sfărîmat, în care caz aerul de fluidizare este injectat cu mare viteză prin patul care se reînoieşte cu o viteză mai mică. Aerul încărcat cu impurităţi este evacuat la partea superioară a camerei de uscare, iar materialul curăţat, pe la bază.

Grutzner, W. **Cercetări asupra influenţării reactivilor colectori prin cîmpuri electrice.** Bergbauwissenschaften **10,** nr. 7, 1963, p. 168—176.

Pentru cercetări s-a folosit drept reactiv colector un produs de condensare al unui acid gras flotîndu-se amestecuri de galenă, blendă, silice şi şlam de cărbune.

S-a constatat că în funcţie de tensiunea aplicată la plăcile condensatorului din vasul de reacţie, de durata de tratare cu curent şi de frecvenţa curentului, se obţin concentrate cu extracţii maxime sau minime. Pentru orice combinaţie a celor trei parametri, valorile extreme sînt diferite. Totodată, la intensităţi egale ale cîmpului magnetic, valorile extreme sînt diferite pentru fiecare combinare de colector cu mineralul. Efectele cîmpului electric asupra colectorilor durează cîteva minute. Acţiunea favorabilă a cîmpului magnetic asupra flotaţiei se datoreşte faptului că prin forţa de dirijare pe direcţii anumite a acestui cîmp, moleculele, miceliile

primare şi miceliile propriu-zise dintr-un strat de molecule sînt dispuse pe o direcţie favorabilă aderenţei la suprafaţa mineralului, asigurînd sporirea extracţiei de metal în concentrat şi a cenuşei în steril.

Stamatiu, M. **Calculul pilierilor în minele de sare.** Gosgortehizdat, Moscova, 1963, 108 p., 35 figuri.

Lucrarea de faţă este prima traducere a unei cărţi tehnice miniere din limba romînă în limba rusă.

În prima parte se dezvoltă teoria calculului pilierilor, arătîndu-se datele necesare pentru calcul, precum şi metodele şi formulele pentru verificarea şi calculul pilierilor. În partea a doua se arată modul de calcul şi verificarea pilierilor în minele de sare din R.P.R., după teoriile diferiţilor specialişti. În încheiere se face o analiză a adîncimii limită de exploatare prin metoda cu camere şi stîlpi şi se propune o metodă de calcul a pilierilor în cazul exploatării sării prin soluţie în camere cilindrice.

Lucrarea profesorului dr. M. Stamatiu a apărut în U.R.S.S. în traducere, sub redacţia dr. ing. K. V. Ruppeneit. În introducere la ediţia sovietică se arată că profesorul M. Stamatiu este cunoscut ca unul din cei mai mari specialişti în domeniul exploatării zăcămintelor prin metoda cu camere. „El este autorul multor lucrări ştiinţifice serioase în domeniul cercetării caracteristicilor mecanice ale rocilor şi calculul pilierilor şi tavanelor". Arătîndu-se că cercetările fundamentale asupra proprietăţilor sării din R.P.R. sînt cunoscute în toată lumea, se subliniază faptul că în decursul întregii sale munci activitatea prof. M. Stamatiu, în afară de cea didactică şi ştiinţifică, a fost strîns legată de rezolvarea practică a problemelor exploatării substanţelor minerale utile.

Parisi, C. W. şi Mitchell, D. W. **Utilizarea spumei rigide în minele de cărbuni.** Mechanisation **27,** nr. 3, 1963, p. 30—33.

Spuma rigidă, se foloseşte la acoperirea suprafeţelor de rocă în scopul evitării pierderilor de aer prin infiltraţie sau a inundării prin apele de mină, astuparea fisurilor produse la împuşcare, împiedicarea dezagregării rocilor, izolarea termică a conductelor, evitarea condensării de abur pe cablurile electrice, construcţie de canale de aeraj etc.

Spuma are o structură celulară, obţinîndu-se prin amestecul unui izocianat şi a unui polieter conţinînd ca agent spumant o hidrocarbură halogenată. Reacţia este izotermă şi mărirea de volum atinge de 80 ori volumul iniţial al celor două lichide ce se amestecă. Spuma solidă formată este antideflagrantă, impermeabilă la aer şi la apă, elastică, şi aderă perfect la suprafaţa diferitelor materiale.

Bade, W. **Filtrele de aer şi desprăfuitoarele ca ajutoare ale minerului.** Schlägel und Eisen, nr. 4, 1963, p. 222—224.

Unul din cele două aparate de captare a prafului este desprăfuitorul dinamic umed. În acest aparat, aerul încărcat cu praf este obligat să treacă de două ori printr-o perdea de ceaţă de apă, produsă prin aspiraţia apei şi aerului de un curent de aer care-şi schimbă prin intermediul unor ghidaje de tablă direcţia de două ori. Pentru protejarea instalaţiilor electrice de mină împotriva prafului se foloseşte un filtru format din benzi din fibre de sticlă elastice, lipite în punctele de contact cu material plastic şi stabilizate cu sîrme de oţel. Aceste benzi se desfăşoară încet de pe o bobină cu ajutorul unui mic motor electric astfel încît suprafeţele filtrante se reînnoiesc continuu.

Keienburg, F. **Noi posibilităţi de combatere a silicozei.** Schlägel und Eisen, nr. 2, 1963, p. 89—90.

Pentru minele în care combaterea prafului pe cale umedă ar putea mări gradul mare de umiditate existent s-au realizat aparate de tip nou pentru filtrarea uscată a prafului de mină. Un astfel de aparat cu suprafaţa de filtrare de 60 m^2 recuperează cu un randament de circa 99% o cantitate de 10 litri praf format la împuşcarea a 40 găuri de mină. Pentru captarea prafului format în punctele de încărcare se foloseşte un burlan de aeraj, filtrant, care ocupă un spaţiu redus şi care se poate adapta şi la maşina pneumatică de rambleat.

Zellers, D. H. **Detector catalitic pentru metan.** Mechanisation, **27,** nr. 3, 1963, p. 41—44.

Noul tip de grizumetru, la o concentraţie a metanului de 1,0—1,5% emite un semnal optic şi acustic de alarmă, iar cînd concentraţia depăşeşte 2—2,5% comandă decuplarea reţelei electrice din sectorul respectiv. Grizumetrul dispune de o masă catalitică formată din paladiu plasat într-o masă de aluminiu şi un întreruptor format dintr-un cuplu termoelectric spiral acţionat de căldura degajată prin combustia metanului. Cele două elemente formează un elipsoid cu axa mare de 1,5 mm şi axa mică de 1 mm. Acest ansamblu de măsură este completat cu indicatorul de concentraţie şi cu aparatul de alarmă.

Heide, B. **Bazele flotării cărbunilor în hidrocicloane.** Bergbauwissenschaften, **10,** nr. 7, 1963, p. 152—168.

Pentru flotarea şlamurilor de cărbune, s-au construit hidrocicloane în care efectele ciclonării se suprapun efectelor flotării. Sub influenţa forţei centrifuge, sterilul este împins către pereţii ciclonului şi evacuat pe la vîrful acestuia, iar spuma de flotaţie se deplasează înspre centru şi este evacuată prin preaplin.

Folosind pentru încercări hidrocicloane cu diametrul de 60—135 mm s-a reuşit să se floteze 100% din fracţiunea granulometrică de 1,0—1,5 mm. La prima ciclonare extracţia în cărbune a fost de 50%, iar după patru ciclonări a ajuns la 80—90%, obţinîndu-se un concentrat cu 6—7% cenuşă. Procedeul de flotare în hidrocicloane prezintă avantajul unei mari capacităţi de prelucrare în aparate cu dimensiuni reduse.

Jovelle, P. **Uzina-pilot pentru concentrarea minereului de fier.** Annales des Mines, nr. 4, p. 169—182.

Uzina-pilot s-a construit în scopul de a efectua încercări de preparare a unui minereu cu 57% Fe prin procedeul de separare magnetică pe cale uscată. Uzina-pilot cuprinde două silozuri de cîte 100 t capacitate, un concasor în circuit închis cu o sită de control cu ochiuri regulate de 20—60 mm, o sită de clasare, patru pilnii de cîte 30 t fiecare pentru clasele granulometrice sortate, trei separatoare electromagnetice uscate şi patru pilnii de cîte 20 t fiecare pentru produsele obţinute. Alimentarea cu energie electrică a uzinei se face prin două grupuri electrogene Diesel de cîte 80 KVA fiecare. Uzina este prevăzută şi cu un laborator anexă în care se pot efectua analize chimice şi granulometrice, încercări cu tubul Devis etc.

Dürr, H. G. **Controlul şi dirijarea lucrărilor miniere cu ajutorul maşinilor electronice de calcul.** Bergbauwissenschaften nr. 14, 1963, p. 329—332.

Se descrie construcţia şi modul de lucru al instalaţiilor de dirijare şi control cu ajutorul maşinii electronice de calcul. Se arată de asemenea domeniile în care este raţional şi tehnic să se introducă astfel de instalaţii, indicîndu-se procesele tehnologice care pot fi luate în considerare pentru dirijare şi control automat în domeniul preparării, cocsificării, transportului, aerajului şi degazării.

Husmann, W. **Curățarea și îndepărtarea apelor reziduale în industria minieră.** Glückauf nr. 15, 1963, p. 790—797.

Apele provenite din instalațiile miniere sînt din punctul de vedere al compoziției și al cantității foarte diferite, din acest motiv tratarea lor trebuie să se facă de cele mai multe ori după condițiile locale. Apele ce se scurg de la spălătorii și mai ales cele de la cocserii trebuie supuse unui proces special și riguros de curățare. La apele provenite din spălătoriile de cărbuni șlamul format din particule fine aflate în suspensie este dăunător, dar el poate fi îndepărtat, în funcție de gradul de finețe a suspensiei, sau printr-o decantare simplă sau prin tratare cu substanțe speciale de limpezire în bazinele de decantare. Pentru apele provenite de la cocserii, al căror conținut în fenoli, cianuri și amoniac este toxic, este necesar un tratament special pentru a le face inofensive.

În instalațiile moderne de defenolizare se reușește să se îndepărteze 92 pînă la 98% din conținutul inițial de fenoli din apele reziduale. Pentru restul de fenoli care mai poate fi încă dăunător există și posibilitatea îndepărtării pe cale biologică, cu ajutorul bacteriilor. Tot pe cale biologică pot fi îndepărtate și alte substanțe însoțitoare, ca tiosulfați, cianuri sau amoniac. Cianura poate fi nu numai îndepărtată cu ajutorul bacteriilor, dar poate fi chiar recuperată din apele reziduale prin anumite procedee biologice.

Iacobi, O. **Ruperi ale coperișului în abataj la susținerea cu cadre pășitoare și propuneri pentru combaterea lor.** Glückauf nr. 14, 1963, p. 740—744.

Într-un abataj frontal cu surpare și susținere cu cadre pășitoare s-au făcut măsurători constatîndu-se că 72% din toate ruperile din coperiș au luat naștere în porțiunea dintre capătul grinzii și peretele din front. Alte 15% din ruperi s-au produs după primul pas în porțiunea deasupra capătului dinspre front al grinzii. La al doilea și la al treilea pas a luat naștere și restul de 13% din ruperi. Numărul de ruperi crește în cazul grinzilor pășitoare și din cauza degajării și tensionării repetate a acestora. Pentru evitarea efectului dăunător al degajării repetate a coperișului deasupra grinzii, s-a propus ca montarea susținerii să se facă în stare tensionată, ceea ce însă nu poate înlătura cel puțin o degajare parțială a grinzii. Chiar și acest sistem nu poate fi aplicat decît la intervale mai mari de timp și nu imediat după ruperea frontului de abataj.

La încercările făcute nu s-a putut stabili o dependență a numărului de ruperi în funcție de viteza de înaintare a abatajului și de numărul de opriri. S-a putut constata însă că frecvența ruperilor depinde de lungimea coperișului principal rămas atîrnat în cîmpul de surpare și care nu poate fi evitat. Ruperile dintre capătul grinzii și front nu pot fi totdeauna evitate prin mărirea capacității portante a susținerii. Pentru a fi totuși evitate, ceea ce este necesar la abatajul cu cadre pășitoare, se propune ca în caz de nevoie să se monteze grinzi suplimentare premergătoare de prindere.

Wild, H. W. **Rezultate practice obținute cu diferite moduri de susținere la săparea puțurilor oarbe de diametru mare.** Glückauf nr. 12, 1963, p. 621—636.

În articol se redau rezultatele obținute la o mină cu diferite moduri de susținere folosite la puțuri oarbe și anume: cu zidărie de cărămidă, cu boltari de beton și cu inele metalice. Rezultatele sînt analizate comparativ în primul rînd din punctul de vedere al portanței susținerii. Se face de asemenea o analiză comparativă și a altor indici tehnici ca necesarul de manoperă, lungimile atacurilor și a unor particularități tehnice în cazul săpării manuale, a săpării cu graifer și a săpării cu ajutorul forajului cu diametru mare, separat pentru fiecare din cele trei tipuri de susținere. O analiză comparativă pentru fiecare mod de susținere și metodă de săpare în parte se mai face și pentru alți indici, ca: durata lucrărilor propriu-zise de susținere și a lucrărilor auxiliare, prețul de cost pe metru de puț orb și productivitățile realizate.

Schulte, K. **Combaterea prafului și silicozei în minele de cărbuni vest-germane.** Glückauf nr. 9, 1963, p. 429—440.

Se descriu mijloacele principale în combaterea prafului folosite în minele de huilă din Germania Occidentală în special la rambleierea pneumatică și la operațiile mecanizate, arătîndu-se care sînt rezultatele obținute cu anumite procedee ca: umezirea frontului, pușcarea cu apă, perforajul umed, dispozitivele de desprăfuire etc. Se analizează de asemenea metodele de determinare a conținutului de cuarț, rezultatele obținute cu experimentările făcute pe animale asupra limitei procentului admisibil de praf, precum și cercetările medicale și alte cercetări efectuate în colaborare cu institute din străinătate.

Schulte-Steinberg, D. **Așezarea și înțepenirea hidraulică a stîlpilor cu fricțiune.** Glückauf nr. 1, 1963, p. 11—17.

Stîlpul hidraulic are avantaje incontestabile față de stîlpul cu fricțiune, avantaje care însă sînt plătite scump. S-a stabilit astfel că numai întreținerea și menținerea în stare de funcționare a fiecărui stîlp hidraulic reprezintă anual circa 25% din prețul de cumpărare a stîlpilor. Pentru a avea avantajele stîlpilor hidraulici la folosirea stîlpilor cu fricțiune, care sînt caracterizați prin robustețe și cheltuieli mai mici de exploatare, se folosesc din ce în ce mai mult aparate hidraulice de așezare și înțepenire. În articol se descrie modul de lucru al extensorilor hidraulici adaptați la diverse tipuri de stîlpi cu fricțiune folosiți în mod curent. După rezultatele obținute pînă în prezent, așezarea și tensionarea hidraulică ameliorează condițiile de lucru și randamentul stîlpilor, dovedindu-se ca un procedeu foarte avantajos din punct de vedere tehnic și economic. Bazate pe aceste rezultate, mai multe întreprinderi miniere au luat hotărîrea să înlocuiască, în anumite condiții specifice, stîlpii hidraulici în funcțiune cu stîlpi cu fricțiune echipați cu extensoare hidraulice.

Stoces, B. **Dece numai abataj frontal?** Bergbau nr. 7, 1963, p. 237—249.

În lucrări anterioare autorul a propus ca metoda de abataj cu camere și stîlpi să fie aplicată și în minele de huilă europene arătînd avantajele acestei metode care se folosește pe scară largă în America. Contra acestei propuneri s-a argumentat că metoda de abataj cu camere și stîlpi nu poate fi pusă în practică în condițiile minelor de huilă europene, în special din cauza adîncimilor mari ale acestora. Autorul încearcă să demonstreze că metoda propusă nu depinde de adîncimea minei. În continuare face un studiu comparativ al abatajului cu camere și al abatajului frontal, insistînd în special asupra efectului presiunii rocilor în ambele cazuri. Pentru a se putea trage o concluzie, se face o analiză amănunțită a avantajelor și dezavantajelor ambelor metode, ținînd seama de toate perfecționările tehnice survenite în ultimii ani și care au făcut ca raporturile dintre aceste două metode de abataj să se schimbe mult în comparație cu situația de acum cîțiva ani, în special dinainte de 1948.

E 1433

Index bibliografic. Revista Minelor, volumul XIV

GEOLOGIE

1. MARINESCU, I. **Cîteva observaţii geologice asupra bazinelor Valea-Jiului şi Haţeg**, nr. 1, p. 29—33.
2. OLTENEANU, M. **Cercetări mineralogice şi petrografice asupra minereului din zăcămîntul de potasiu şi magneziu de la Tg. Ocna—Gălean**, nr. 1, p. 33—39.
3. PATRICHI, C. **Metodă grafică de prelucrare a seismosondajelor centrale**, nr. 1, p. 39—41.
4. MÎRZA, I. şi GHERGARIU, L. **Bentonitul de la Valea Chioarului**, nr. 1, p. 41—43.
5. TRIFULESCU, M. **Zăcămintele de azbest din Banat**, 1, nr. 2, p .83—87.
6. IONESCU, FL. **Noutăţi în magnetometrie**, nr. 2, p. 90—92.
7. AMĂRĂSCU RITTA. **Contribuţii privind utilizarea trasorilor în industria minieră**, nr. 3, p. 112—121.
8. TRIFULESCU M. **Zăcămintele de azbest din Banat, II**, nr. 3, p. 122—128.
9. GURĂU, A. **O nouă busolă geologică specială „Meopta"**, nr. 3, p. 134—135.
10. IANOVICI, V., GURĂU, A., MURGU, M., HÎNCULOV, A. şi SIELECKI, B. **Principiile şi metodele de evaluare a rezervelor de prognoză**, nr. 5, p. 185—189.
11. BUTUCESCU, N., BONEA, L., BOTNARENCU, A., STOICESCU, GH. şi STOICESCU, FL. **Mineralizaţia cu telururi auro-argentifere din zăcămîntul Băiţa—Nistru (Baia-Mare)**, nr. 5, p. 214—221.
12. DIMITRESCU, R., **Problema zăcămintelor metalifere regenerate**, nr. 6, p. 242—244.
13. ENE, I. **Consideraţii asupra minereurilor fosfatice de pe teritoriul R.P.R.**, nr. 6, p. 244—246.
14. SILAŞ, I., GURĂU, A., MURGU, M., RĂDUŢ, T., MERCEA, E., BĂDULESCU. I. şi BRANIŞTE, P. **Consideraţii asupra alegerii distanţei optime dintre lucrările de explorare la zăcămintele de minereuri**, nr. 7, p. 269—282.
15. MIHAILOVICI, N. **Conturarea zăcămintelor metalifere**, nr. 7, p. 282—289.
16. URDEA, I. **Structura geologică a zăcămintelor de fier Teliuc şi Ghelar**, nr. 8, p. 345—350.
17. DAVID, B. şi NICHITA IRINA. **Aplicarea analizei spectrale de emisie în prospecţiunile geochimice**, nr. 8, p. 370—373.
18. SOCOLESCU, M., BONEA LIDIA şi HAIDUC, P. **Contribuţii la cunoaşterea mineralizaţiei cuprifere de la Pîrîul lui Avram (Munţii Apuseni)**, nr. 9, p. 393—402.
19. KOSAREVA, T. şi BERGHEŞ, ST. **Consideraţii generale cu privire la paleogeografia şi metalogeneza masivului Poiana-Ruscă**, nr. 10, p. 449—453.
20. MANEA, AL. **Corelare şi orizontare stratigrafică pe baza studiului mineralelor terigene**, nr. 11, p. 502—505.
21. SEMAKA, A. **Busole geologice speciale folosite în studii de microtectonică**, nr. 11, p. 510—512.
22. DAMASCHIN, GH. **Mineralizaţia metaliferă din regiunea Baia de Aramă şi acţiunile întreprinse între anii 1859—1960 pentru cunoaşterea şi exploatarea ei**, nr. 11, p. 512—515
23. STOICOVICI, E. şi TRIF AURICA. **Pegmatitul din Munţii Apuseni**, nr. 12, p. 534—545.

II. TEHNICA MINIERA

1. LEONTE, M. **Tehnologia exploatării unui corp de zăcămînt la mina Ghelar**, nr. 3, p. 108—112.
2. LEŢU, N., POBORAN, V., HIRIAN, C. şi FAUR ELVIRA. **Studiul susţinerii, alegerea secţiunilor optime şi a formei profilelor în preabatajele din stratul III şi în galeriile de cap ale stratelor subţiri în minele din Valea Jiului**, nr. 4, p. 145—158.
3. BOTEA, AL. **Realizarea a 250 m/lună la galeria de coastă de la mina Dilja**, nr. 5, p. 189—193.
4. ARNOŠT IAROŠ şi OTAKAR PURKYNE. **Săparea rapidă a unui puţ de mină în R. S. Cehoslovacă : 284 m/lună**, nr. 6, p. 232—235.
5. FODOR, I. **Dirijarea presiunii rocilor în minele de lignit**, nr. 6, p. 256—260.
6. FODOR, D. **Posibilităţi de aplicare a izotopilor radioactivi în industria minieră**, nr. 8, p. 351—357.
7. SCHMIDT, H. **Susţinerea construcţiilor din subteran cu ancore din beton armat după metoda „Perfo"**, nr. 8, p. 358—363.
8. PETRESCU CREŢU, I. şi ALEXANDRU, I. **Susţinerea ancorată a galeriilor de la hidrocentrala „16 Februarie"-Argeş**, nr. 9, p. 384—389.
9. SĂVULESCU, S. **Încercări de susţinere cu ancore în lignit**, nr. 9, p. 390—392.
10. AMĂRĂSCU RITTA şi DIMA, V. **Despre practica injectării cu bentonite. Impermeabilizarea executată la Tazlău**, nr. 9, p. 412—419.
11. OLOSU, P. şi LAZĂR, A. **Înaintare de 262 m pe lună la E. M. Roşia-Montană**, nr. 10, p. 429—431.
12. ZĂMIRCĂ, P., SCHMIDT, H. şi AMĂRĂSCU RITTA **Betonul torcretat, o nouă metodă de susţinere şi de hidroizolare a construcţiilor din subteran, I**, nr. 10, p. 432—442.
13. MUNTEANU, N. **Săparea puţului nr. 3 Godeni cu aplicarea procedeului de îngheţare**, nr. 10, p. 454—466.
14. POPESCU, G. şi CURPĂN, C. **Metode de susţinere a lucrărilor miniere studiate şi aplicate în bazinul Maramureş**, nr. 11, p. 477—484.
15. ZĂMIRCĂ, P., SCHMIDT, H. şi AMĂRĂSCU RITTA. **Betonul torcretat, o nouă metodă de susţinere şi de hidroizolare a construcţiilor din subteran, II**, nr. 11, p. 485—493.
16. CELŢOV, M. **Influenţa condiţiilor hidrogeologice ale zăcămintelor de substanţe minerale utile asupra stabilităţii susţinerii miniere**, nr. 12, p. 525—533.
17. LEŢU, N., TEODORESCU, C., DIJMĂRESCU, I., HIRIAN C. şi FAUR ELVIRA. **Studiu asupra consumului specific de explozivi la E. M. Barza**, nr. 12, p. 550—556.
18. NICOLAU, M. **Experimentarea şi extinderea metodei de exploatare cu front lung la zăcămîntul de fier Lueta**, nr. 12, p. 556—560.

III. MECANIZARE ŞI ELECTRIFICARE

1. NEGULESU, D. **Progrese în construirea transportoarelor cu bandă**, nr. 1, p. 9—18.
2. MINEU, I. **Instalaţii de extracţie multicablu şi posibilităţile de folosire a acestora la minele din R.P.R. I.**, nr. 2, p. 49—59.
3. SECARĂ, GH. **Probleme de calcul şi construcţie a coliviilor de extracţie**, nr. 2, p. 65—75.
4. SUCIU, S. **Capete carotiere autoascuţitoare tip AS cu diametrele de 97, 124, 160 mm**, nr. 3, p. 129—132.
5. HOEPFNER, V. **Lungimile maxime de montaj ale transportoarelor cu bandă de cauciuc cu inserţie de bumbac**, nr. 3, p. 132—134.
6. MINEU, I. **Instalaţii de extracţie multicablu şi posibilităţile de folosire a acestora la minele din R.P.R. II.**, nr. 6, p. 225—231.
7. DUMITRU, D. **Consideraţii critice cu privire la carotierele folosite la forajul de explorare cu sondeze**, nr. 6, p. 247—251.
8. DUMITRU,D. **Folosirea turbinei de diametru mic la forajul de explorare cu carotiere cu sondeze**, nr. 7, p. 299—303.
9. BRĂDEANU, N. **Determinarea domeniului de utilizare a instalaţiilor de extracţie cu unul din mai multe cabluri**, nr. 8, p. 337—344.
10. SINGEORZAN, V. **Cercetarea rezistenţei de rupere a îmbinării benzilor de transport şi posibilitatea de folosire a ei**, nr. 8, p. 374—377.

IV. PREPARARE

1. DOGARU, M. **Aspecte actuale şi progrese realizate în prepararea sării geme**, nr. 1, p. 18—26.
2. BUCIU, C. şi ILIE, P. **Influenţa condiţiilor de fabricaţie a fosocrezolilor asupra activităţii lor în flotaţie**, nr. 1, p. 26—29.
3. DOGARU, M. **Metode şi cercetări de preparare a sării impure**, nr. 3, p. 75—82.
4. * * * **Acţiunea depresantă a cianurii şi a sulfatului de zinc în faza de flotare selectivă a concentratului colectiv**, nr. 2, p. 92.
5. * * * **Influenţa folosirii apei încălzite la flotarea minereurilor de sulfuri**, nr. 2, p. 92—93.
6. ŞTEFĂNESCU, I. **Capacitatea de brichetare fără liant a huilelor**, nr. 3, p. 97—102.
7. IORDĂCHESCU, GR. şi LECHMAN, I. **Dispozitiv de ridicat ansamblele de agitare de la celulele de flotare**, nr. 3, p. 138—139.
8. DOGARU, M. **Problemele preparării sării geme din soluţii concentrate (saramuri)**, nr. 4, p. 172—181.
9. BUCIU, C., BRÎNCUŞ, A. şi POP MARIA. **Factori care influenţează favorabil separarea prin flotaţie a aurului din minereurile complexe ale Trustului minier Baia-Mare**, nr. 5, p. 201—206.
10. GANIŢCHI, S. **Metodă rapidă pentru calculul extracţiei tehnologice de metal la uzinele de preparare**, nr. 5, p. 207—209.
11. POPA, R. F., BAUER, L., ILICA, D. D. şi ALMĂŞAN, E. **Asupra unor agenţi de flotaţie obţinuţi din gudroane acide de fag**, nr. 5, p. 222—223.
12. ILIE, P. şi BUCIU, C. **Intensificarea procesului tehnologic de flotare a minereurilor — rezervă importantă pentru creşterea capacităţilor de producţie a uzinelor de preparare**, nr. 6, p. 236—242.
13. TĂTARU, S. **Influenţa unor reactivi de flotaţie asupra adsorbţiei uraniului de către ioniţi**, nr. 6, p. 260—262.
14. ROSINGER, P., DIMA, S. şi ILIESCU LUCIA. **Cercetări de valorificare a minereului de carbonaţi de plumb-cupru-zinc din zăcămîntul Somova—Cişla**, nr. 7, p. 290—294.
15. ILIE, P. **Folosirea emulsiilor de reactivi în flotaţia substanţelor minerale utile**, nr. 7, p. 295—298.
16. RIPAN RALUCA, PASCU, N. şi TODORUŢ, I. **Determinarea vitezelor de circulaţie pe faze la cianuraţia minereului aurifer cu ajutorul aurului radioactiv 198**, nr. 9, p. 381—383.
17. DUMITRESCU DOINA şi PASCALIDE, GH. **Măsurători de unghiuri de contact executate pentru determinarea eficacităţii unor colectori**, nr. 9, p. 403—410.
18. ABRAHAM, L. **Indicii de preparare şi modul lor de aplicare la uzinele de preparare a cărbunilor din Valea Jiului**, nr. 10, p. 443—448.
19. VASILOV, VL., GANIŢCHI, S. şi CIOLTEA, A. **Separarea calcopiritei din concentratele plumbo-cuproase şi din concentratele de zinc**, nr. 11, p. 494—502.
20. RIPAN RALUCA, PASCU, N. şi TODORUŢ, I. **Determinarea vitezelor de circulaţie pe faze la flotaţia minereului aurifer cu ajutorul aurului radioactiv 198**, nr. 12, p. 546—550.
21. JUDE ELVIRA. **Funcţionarea morilor cu bile la viteze de rotaţie variabile**, nr. 12, p. 561—564.

V. AUTOMATIZARE

1. GURAN, M. **Controlul şi reglarea automată a instalaţiilor de preparare şi eficacitatea lor economică I**, nr. 3, p. 102—107.
2. GURAN, M. **Controlul de reglare automată în instalaţiile de preparare II**, nr. 4, p. 159—171.

VI. AERAJUL MINIER, TEHNICA SECURITĂŢII ŞI PROTECŢIA MUNCII

1. JUGUREANU, N. şi LOY, T. **Mărirea eficacităţii aerajului secundar prin îmbunătăţirea continuă a caracteristicilor ventilatoarelor pneumatice**, nr. 2, p. 60—65.
2. MATEI, I. **Posibilităţile şi limitele de folosire a modelelor electrice de aeraj**, nr. 5, p. 193—200.
3. SULEA, S. **Protecţia instalaţiilor electrice miniere pe partea de joasă tensiune**, nr. 6, p. 251—255.
4. BITIR, P., MUREŞAN, E. şi MĂRCUŢIU, I. **Combaterea prafului de cărbune cu ajutorul apei pulverizate la minele din Valea Jiului**, nr. 7, p. 303—307.
5. TOTORCEA, C., BĂBĂLĂU, D. şi NEMETH, L. **Realizarea aerajului la săparea unei galerii de lung metraj în fund de sac**, nr. 7, p. 308—316.
6. MUREŞAN, E., BITIR, P., POPESCU, AL. şi STOICESCU, M. **Combaterea formării prafului de cărbune prin injectarea apei în strat la minele Petrila (Valea Jiului) şi Anina**, nr. 8, p. 363—369.
7. FOCŞA, I., TAT, S. şi FUIOREA, D. **Cercetări întreprinse pentru stabilirea reţetei de fabricaţie a explozivilor termorezistenţi şi rezultatele obţinute în experimentarea acestora în minele cu temperaturi ridicate**, nr. 9, p. 410—412.
8. PĂTRAŞCU, M., COICULESCU, M., MACOVEI, O., HERŢA ILEANA, HEINCZ, M. şi HEINCZ MARIA. **Combaterea prafului la puşcare**, nr. 10, p. 467—475.
9. IUŞAN, V. **Utilizarea raţională a ventilatoarelor de aeraj parţiai — sursă de economii**, nr. 10, p. 473—474.

VII. ECONOMIE ŞI ORGANIZARE

1. LUCA, M. **Regulile practice pentru aplicarea metodei distribuţiilor la rezolvarea problemelor de transport minier**, nr. 1, p. 1—8.
2. MICLEA, P. şi DIACONESCU, A. **Eficacitatea tehnico-economică a iluminatului fluorescent în saline**, nr. 5, p. 210—214.
3. TEICH, I. **Despre unele probleme privind metodologia de reprezentare a datelor economice (aplicaţii la studiul dezvoltării industriei miniere din R.P.R.)**, nr. 11, p. 506—509.

VIII. DIVERSE

1. PONTE, D. şi LEONTE, M. **Munca de inovaţii — izvor de progrese tehnice**, nr. 1, p. 43.
2. * * * **Tematica Revistei Minelor pe anul 1963**, nr. 1, p. 47—48.
3. * * * **Industria de molibden din ţările capitaliste**, nr. 2, p. 87—89.
4. LEONTE, M. **Planul tematic de inovaţii**, nr. 2, p. 93.
5. TODERICIU, D. **Contribuţii la istoria exploatării sării în ţara noastră**, nr. 3, p. 136—137.
6. **Sesiune de referate şi comunicări ştiinţifice a Institutului de cercetări miniere**, nr. 7, p. 317—318.
7. **Sesiunea tehnico-ştiinţifică a Trustului de prospecţiuni şi explorări miniere din cadrul Ministerului Minelor şi Energei Electrice**, nr. 7, p. 318—321.
8. **Conferinţa internaţională asupra avansării rapide în abatajele şi galeriile din minele de cărbune**, nr. 7, p. 322.
9. * * * **Ziua Minerului** nr. 8, p. 325.
10. * * * **Din realizările întreprinderilor**, nr. 8, p. 326—336.
11. **Din activitatea ştiinţifică. Conferinţe geologice regionale**, nr. 7, p. 420—421.
12. **Din activitatea ştiinţifică. Concluziile conferinţei geologilor de la Brad**, nr. 10, p. 474—475.
13. **Din activitatea Institutului de cercetări miniere**, nr. 11, p. 515—516.
14. **Dn activitatea ştiinţifică. Conferinţe geologice regonale**, nr. 11, p. 516—520.
15. **Băltăreţu ,R. Aspecte din industria extractivă a sărurilor de potasiu şi de sodiu din R.D.G.**, nr. 12, p. 565—567
16. **Din activitatea Institutului de cercetări miniere**, nr. 12, p. 567—568.
17. **Consfătuirea constructorilor din organizaţiile de proiectare şi execuţie din cadrul M.M.E.E.**, nr. 12, p. 564.

IX. RECENZII

1. **Geologia zăcămintelor metalifere de E. Raguin,** nr. 1, p. 44.
2. **Materii prime metalifere vol. 16 de H. Quiring,** nr. 1, p. 44.
3. **Metode de determinare a conținutului de metan pe strate și prognoza debitului de metan pe mină,** nr. 1, p. 44—45.
4. **Problemele metodologiei probării zăcămintelor de minereuri în cursul explorării și exploatării,** nr. 1, p. 45.
5. **Flotația substanțelor minerale utile,** nr. 1, p. 45—46.
6. **Transportul în mine și cariere în țările socialiste,** nr. 1, p. 46.
7. **Explozivii minieri și tehnica folosirii lor de P. Anton,** nr. 2, p 94.
8. **Combaterea prafului și silicozei în industria minieră,** nr. 2, p. 94—95.
9. **Organizarea și planificarea producției în întreprinderile miniere de D. Lubenescu, P. Rebreanu și P .Stănescu,** nr. 2, p. 95—96.
10. **Materii prime metalifere vol. 14 de M. Donath,** nr. 3, p. 140.
11. **Prețul de cost în industria minieră de I. I. Mărculescu și V .V. Protopopescu,** nr. 7, p. 323.
12. **Folosirea izotopilor radioactivi în minerit de Liboslav Simon,** nr. 9, p. 422.
13. **Forajul hidrogeologic, de Gh. Costache,** nr. 12, p. 568.

DOCUMENTARE

Nr. 3, p. 140—144; Nr. 4, p. 182—184; Nr. 6, p. 263—268; Nr. 7. p. 324; Nr. 8, p. 378—379; Nr. 9, p. 423—427; Nr. 10, p. 475; Nr. 11, p. 521—524. Nr. 12, p. 569—573;

Inginer Nicolae Jugureanu
(1927—1963)

La 23 noiembrie 1963 a încetat din viaţă unul dintre tinerii şi capabilii ingineri din sectorul minier, Nicolae Jugureanu.

Născut în comuna Homeşti, de lîngă Rîmnicu Sărat, în anul 1927, dintr-o familie de învăţători, Nicolae Jugureanu urmează liceul la Focşani şi apoi în perioada 1946—1950, studiază la Facultatea de mine şi metalurgie din Timişoarea obţinînd titlul de inginer de mine.

În perioada 1950—1954 urmează aspirantura la Institutul de mine din Leningrad în cadrul catedrei de aeraj minier condusă de cunoscutul savant sovietic V. M. Komarov. În anul 1954 este declarat candidat în ştiinţe tehnice, în urma susţinerii lucrării de disertaţie cu tema „Studiul aerajului în minele din bazinul carbonifer Valea Jiului şi măsurile necesare pentru îmbunătăţirea lui".

Întors în ţară, este încadrat la Staţia de securitate minieră a filialei din Petroşeni, unde depune o rodnică activitate tehnică şi ştiinţifică, recunoscută prin numirea sa ca director adjunct ştiinţific al ICEMIN şi şef al Staţiei de securitate minieră din Petroşeni.

Inginerul Nicolae Jugureanu s-a remarcat prin activitatea sa neobosită, constituind un exemplu în munca profesională şi activitatea obştească. Element bine pregătit profesional, el a contribuit efectiv la rezolvarea unor probleme importante, reclamate de dezvoltarea industriei noastre miniere. Lucrînd efectiv şi îndrumînd colectivele de ingineri, muncitori şi tehnicieni din cadrul Staţiei de cercetări pentru securitatea minieră din Petroşeni, a făcut ca aceasta să obţină rezultate deosebite. Studiile privind aerajul şi clasificarea minelor de cărbuni, studiile privind raţionalizarea aerajului în minele metalifere, realizarea explozivilor AGC şi AGS, a explozivilor termorezistenţi şi a puşcării în mediu grizutos, constituie numai cîteva exemple din problemele la a căror rezolvare Nicolae Jugureanu a contribuit prin munca sa persistentă, prin modul în care a organizat şi a îndrumat activitatea colectivelor de cercetări din cadrul Staţiei.

În calitatea de conferenţiar la Institutul de mine din Petroşeni, Nicolae Jugureanu s-a impus prin nivelul ştiinţific al prelegerilor sale, aducînd un aport însemnat în pregătirea noilor cadre de ingineri minieri. Totodată a avut şi o activitate publicistică concretizată prin elaborarea unor articole şi manuale de specialitate în domeniul aerajului şi tehnicii securităţii miniere.

Pe lîngă activitatea profesională deosebită, Nicolae Jugureanu a depus o susţinută activitate obştească şi politică, atît în cadrul UTM cît şi în cadrul Partidului Muncitoresc Romîn al cărui membru a fost.

Preocupat permanent de rezolvarea problemelor de tehnica securităţii Nicolae Jugureanu a fost întotdeauna în mijlocul colectivelor de ingineri, muncitori şi tehnicieni din cadrul minelor din ţara noastră, cu înţelegerea, priceperea şi perseverenţa sa tinerească, fapt pentru care a fost iubit şi stimat de toţi cei care l-au cunoscut.

Inginerul Nicolae Jugureanu a participat la diferite consfătuiri şi congrese miniere; în U.R.S.S., R. P. Bulgaria, R. P. Ungară, R. P. Polonă, R. D. Germană, R. S. Cehoslovacă şi Franţa. Ca şi în ţară, şi peste hotare Nicolae Jugureanu, prin pregătirea şi modestia sa şi-a făcut mulţi prieteni.

Pentru munca neobosită şi pentru rezultatele obţinute inginerul N. Jugureanu a fost distins cu Medalia Muncii şi Ordinul Muncii clasa III şi titularizat ca director minier gradul III.

Pierderea lui Nicolae Jugureanu, om dedicat muncii, care a adus o contribuţie la realizarea sarcinilor puse de partid şi guvern în faţa industriei miniere, modest şi apropiat faţă de colaboratori şi studenţi, în plină activitate tehnică şi didactică, lasă un gol în rîndul inginerilor minieri din ţara noastră.

Redacţia şi un grup de colegi

PUBLICAŢIILE INGINERULUI N. JUGUREANU

1. Manualul inginerului de mine, vol. VI, 1956. Secţia „Aeraj".
2. Norme de tehnica securităţii pentru minele de cărbuni şi nisipuri bituminoase (capitolele : aeraj, praf de cărbune, erupţii de metan şi material mărunt).
3. Norme de tehnica securităţii pentru minele de minereuri feroase, neferoase, metaliefre şi sare, 1961, (cap. Aeraj).
4. Determinarea coeficientului de rezistenţă aerodinamică, „α" la lucrări miniere orizontale drepte, cu secţiune transversală constantă, Rev. Minelor, nr. 2, 1953.
5. Necesitatea revizuirii normelor de tehnica securităţii pentru minele de cărbuni şi nisipuri bituminoase. Rev. Minelor, nr. 4, 1954.
6. Studiul aerajului unei mine de cărbuni adînci. Rev. Minelor nr. 4, şi nr. 5, 1955.
7. Staţia de cercetări pentru securitatea minieră din Petroşeni, Rev. Minelor, nr. 8, 1959.
8. Etanşarea digurilor de izolare a focurilor subterane cu cauciuc sintetic sau natural, Rev. Minelor, nr. 7, 1960, (în colaborare).
9. Criterii de bază în rezolvarea problemelor de aeraj al minelor. Rev. Minelor, nr. 10, 1960, (în colaborare).
10. Procedeu de împuşcare în atmosfera cu metan la lucrările de înaintarea cu explozivi brizanţi, Rev. Minelor, nr. 8, 1962, (în colaborare).
11. Principiile de proiectare a aerajului lucrărilor de lungime mare în timpul săpării, Rev. Minelor, nr. 10, 1962, (în colaborare).
12. Mărirea eficacităţii aerajului secundar prin îmbunătăţirea continuă a caracteristicilor ventilatoarelor pneumatice, Rev. Minelor, nr. 2 1963, (în colaborare).

MŰSZAKI KÖNYVTÁR 1963

SOMMAIRE

Celţov, M.: *Influence des conditions hydrogéologiques des gites de substances minérales utiles, par rapport à la stabilité du soutènement dans les travaux miniers.*

On expose les résultats acquis par l'expérience au creusement et à l'entretien des travaux au charbon, dans les zones traversant des roches encaissantes aquifères. Sont indiquées les méthodes appliquées pour le calcul des piliers de sureté contres les venues d'eau qui pourraient advenir, en cas de non — conformation aux recommandations proposées par l'auteur.

Stoicovici, E. et Trif Aurica: *La pegmatite des monts Apuseni.*

On décrit sommairement les apparitions des pegmatites situées dans les monts Apuseni, leur variation, ainsi que leur importance économique.

Ripan, R., Pascu, N. et Todoruţ, I.: *Détermination des vitesses de circulation, par phases de fabrication, à la préparation d'un minerai aurifère, à l'aide de l'or radioactif 198.*

L'ouvrage présente la méthode employée pour déterminer la vitesse de circulation d'un minerai aurifère, par phases de fabrication, dans une usine de traitement de la R.P.R., à l'aide de l'or radioactif 198. Les déterminations ont été faites sur des échantillons prélévés dan le circuit en marquant la durée de passage du front radioactif en différents points de ce circuit où l'on a monté des appareils radioélectriques.

Leţu, N., Teodorescu, C., Dijmărescu, I., Hirean, C. et Faur Elvira: *Rapport sur la consommation spécifique d'explosifs à la mine de Barza.*

Partant du dépassement continuel de la consommation spécifique d'explosifs normative, les auteurs ont analysé les opérations d'explosion dans les travaux du fond à la mine de Barza et ont expérimenté de nouveaux schémas d'allumage des coups de mine. On propose finalement des schémas d'allumage perfectionnés garantissant la consommation spécifique d'explosifs normative et présentant aussi d'autres avantages.

Nicolau, M.: *Expérimentation et extension de la méthode d'exploitation par longues tailles chassantes au gisement de fer de Lueta.*

On présente le mode d'application d'une méthode d'exploitation à haute productivité, ainsi que les résultats obtenus durant l'éxperimentation.

Jude Elvira: *Le fonctionnement des broyeurs à boulets à des vitesses de rotation variables.*

Sont exposés les résultats de certains essais effectués avec un broyeur à boulets muni d'un revêtement ondulé. Les recherches poursuivaient l'établissement du raport entre la puissance absorbée et la vitesse de rótation du broyeur pour différentes charges de boulets, ainsi que la variation de la productivité du broyeur en fonction des paramètres ci-dessus.

CHRONIQUE

Băltăreţu, R.: *Aspects de l'industrie extractive des sels de potasse et de soude dans la R.D.A.*

ACTIVITÉ DE L'INSTITUT DE RECHERCHES MINIERES

COMPTES-RENDUS

DOCUMENTATION

CONTENTS

Celţov, M.: *The influence of the hydrogeological conditions of mineral deposits, upon the stability of the timbering of mines.*

The results of experiments, concerning the drifting and the maintenance of mining works in coal deposits surrounded by water containing rocks, are set forth. The methods of calculation of the safety pillars against possible inundations are described.

Stoicovici, E. and Trif, A.: *The pegmatites of the „Apuseni" mountains.*

In this article a concise research is described, concerning the occurrences of pegmatites in the „Apuseni" mountains, their variation and economical importance.

Ripan, R., Pascu, N. and Todoruţ, I.: *The determination of the circulation velocity in the different phases of the gold ore dressing, by means of the radioactivite gold 198.*

In the article, the method of determination of the circulation velocity in the different phases of the gold ore dressing, by means of the radioactive gold 198, in one of the dressing plants of our country, is described. The determinations have been made on samples extracted from the technological flux and by marking the crossing time of the radioactive front in various points of that flux, where radioelectrical apparatus has been mounted.

Leţu, N., Teodorescu, C., Dijmărescu, I., Hirean, C., and Faur, E.: *Study concerning the specific consumption of explosive at the mine of Barza.*

Starting from the permanent exceeding of the specific consumption norms for explosives, the authors analyse the blasting process in the mining works of Barza. They have experimented series of new blasting schemas and propose finally improved blasting schemas, which besides of ensuring the normed specific consumption of explosive, present also further advantages.

Nicolau, M.: *The experimentation and the extension of the method of long wall working in the iron deposit of Lueta.*

The way and the reults of the experimentation of a method of high productivity are described.

Jude, E.: *The work of ball mills at variable rotation speeds.*

In the article the results of some tests made in a ball mill with waved lining are set forth. The researches follow the connection, between the power absorbed and the rotation speed, for various loads of bills. The variation of productivity and of the specific surface of the charge, depending on those parametres, are equally tested.

CHRONICLE

Băltăreţu, R.: *Considerations about the mining industry of potash and salt in the German Democratical Republic.*

FROM THE ACTIVITY OF THE RESEARCH INSTITUTE OF MINING INDUSTRY

REVIEWS

DOCUMENTATION

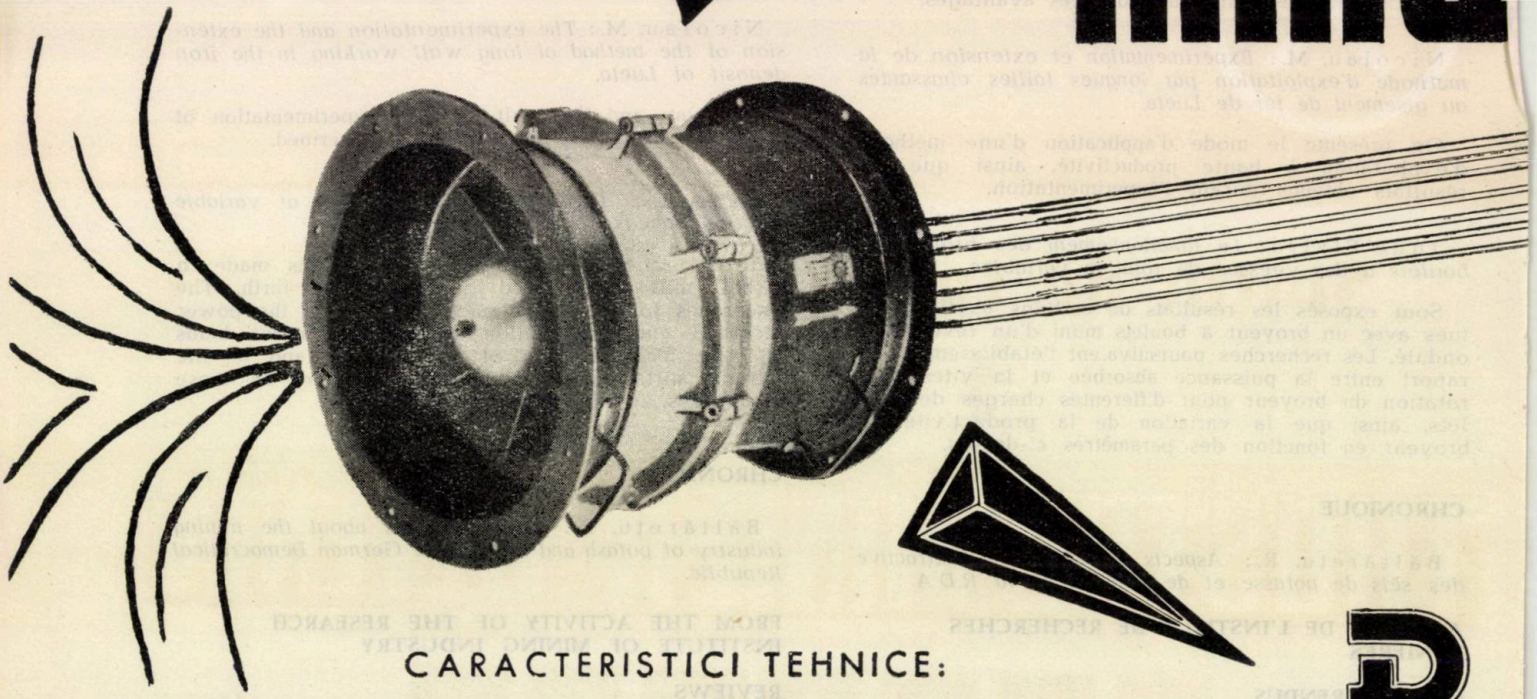
MŰSZAKI KÖNYVTÁR

UZAM

UNIO

Satu Mare

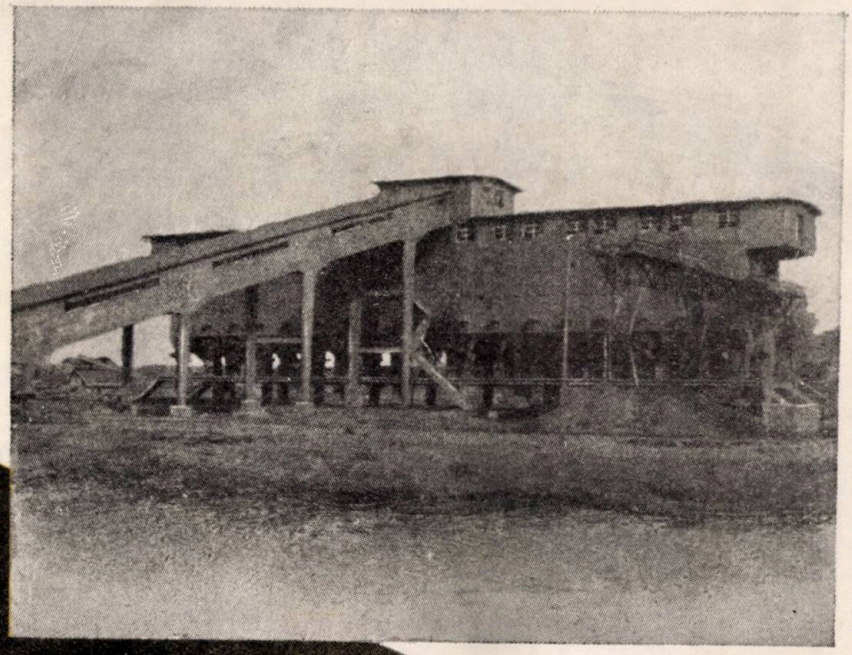
VENTILATOARE PNEUMATICE de MINĂ



CARACTERISTICI TEHNICE:

- **Mediul de acționare: aer comprimat**
- **Presiunea de lucru a aerului comprimat: 4 kgf/cm² sau 6 kgf/cm²**
- **Consumul de aer comprimat: ∅300: 2,27 Nm³/min; ∅400: 3,2 Nm³/min**
- **Turația: ∅300 — 4 800 rot/min; ∅400 — 3 900 rot/min**
- **Randamentul izotermic: ∅300 — 16,3%; ∅400 — 21%**
- **Masa netă: ∅ 300 — 26 kg; ∅400 — 40 kg**
- **Gabaritul: ∅ 300 — 445 × 423 × 386; ∅ 400 — 520 × 530 × 506**

PV TIP



Staţia de însilozare Rovinari

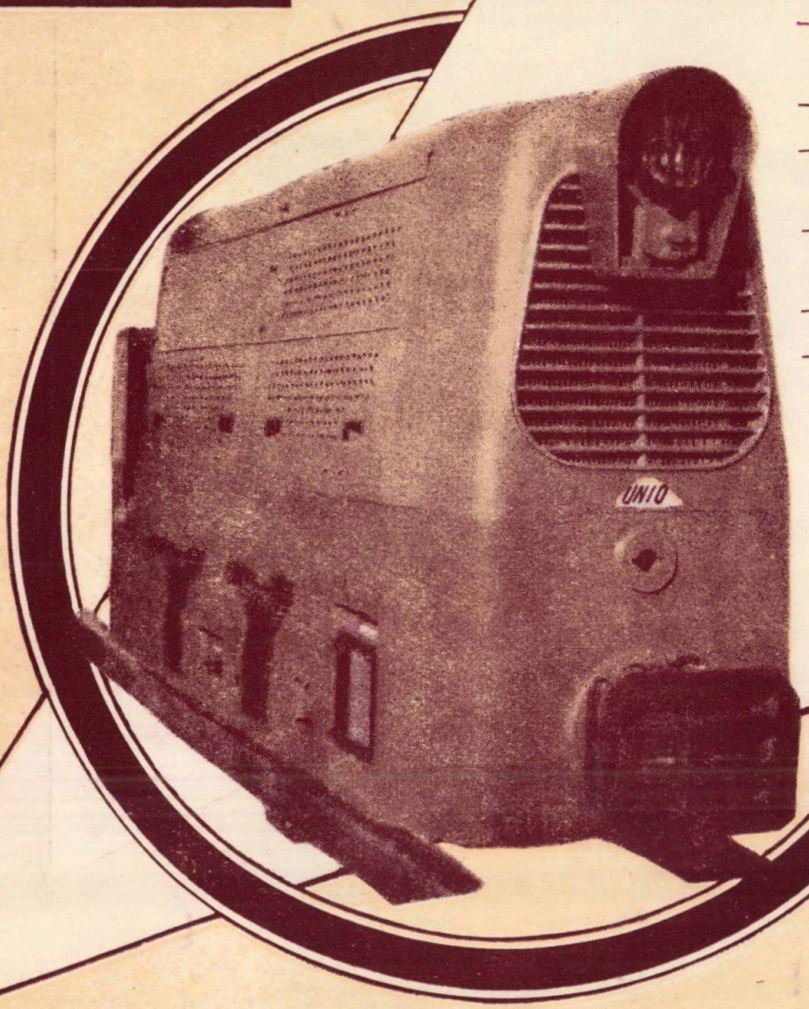
TRUSTUL MINIER OLTENIA

CRAIOVA

Uzina

UNIO

Satu Mare



CARACTERISTICI TEHNICE:

- Ecartamentul E: 570, 600 și 630 mm
- Distanța între osii: 900 mm
- Viteza: 4,5—8—12 km/oră înainte și înapoi
- Forța de tracțiune la cîrlig: 1 400 kgf
- Masa netă: 6 500 kg
- Dimensiuni de gabarit: 3795 × 158 × 900 mm

Locomotivă Diesel de mină

TIP LDM 40

I. P. I. c — 4632

43413

Prețul 5 lei